



**ANÁLISIS DE LA INFLUENCIA DE LAS PRESIONES PARA LOS NIVELES 300  
Y 400. MINA TAURO. VEREDA RABANAL MUNICIPIO DE GUACHETÁ,  
CUNDINAMARCA**

**JEYNY YULIETH CAMERO JAIME**

**UNIVERSIDAD PEDAGOGICA Y TECNOLOGICA DE COLOMBIA  
SEDE SECCIONAL SOGAMOSO  
ESCUELA DE INGENIERIA DE MINAS  
SOGAMOSO BOYACA  
2017**



**ANÁLISIS DE LA INFLUENCIA DE LAS PRESIONES PARA LOS NIVELES 300  
Y 400. MINA TAURO. VEREDA RABANAL MUNICIPIO DE GUACHETÁ,  
CUNDINAMARCA**

**JEYNY YULIETH CAMERO JAIME**  
**Codigo: 201121043**

**Trabajo de grado modalidad práctica con enfoque empresarial presentado  
como requisito para optar al título:  
INGENIERA DE MINAS**

**DIRECTOR**  
**Elkin David Palacios Rico**  
**Ingeniero de minas**

**UNIVERSIDAD PEDAGOGICA Y TECNOLOGICA DE COLOMBIA**  
**SEDE SECCIONAL SOGAMOSO**  
**ESCUELA DE INGENIERIA DE MINAS**  
**SOGAMOSO BOYACA**  
**2017**



## **AGRADECIMIENTOS**

El autor ofrece sus agradecimientos:

A Dios por bendecirme, iluminarme y darme la sabiduría necesaria durante el desarrollo de mi proyecto y mi formación profesional.

A todas las personas que estuvieron manifestando de alguna manera su apoyo y colaboración en el transcurso de este sueño que hoy se convierte en realidad.

Al ingeniero Elkin David Palacios director del proyecto, por su dedicación y entrega.

A la Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia y a la escuela de Ingeniería de Minas por permitir formarme como profesional.

A Aurita Quijano secretaria de la escuela de ingeniería de minas por su apoyo en todas las actividades.

A la empresa Columbia Coal Company S.A. por permitirme aplicar los conocimientos adquiridos en la universidad y el apoyo profesional de los ingenieros y supervisores de mina.

## **DEDICATORIA**

Este proyecto es dedicado a:

A Dios que nunca me abandona y me da fortaleza para afrontar los obstáculos y pruebas cada día.

A mis padres Flor Jaime y Humberto Camero, mis hermanos José Luis y Sofía Camero, mi compañero de vida Alejandro Ruiz, quienes han creído siempre en mí y fueron mi apoyo incondicional, me han comprendido y acompañado en este proceso lleno en los momentos gratos pero también difíciles.

A mis amigos Magda Bautista y John Bayona que me acompañaron durante la formación profesional y me brindaron su apoyo en el momento preciso.

NOTA DE ACEPTACIÓN

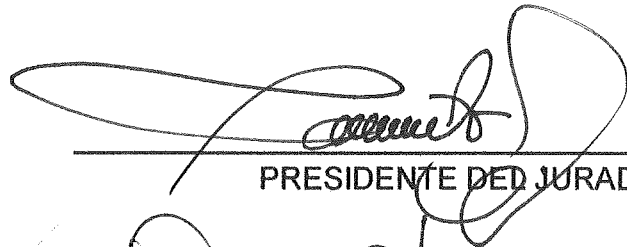
---

---

---

---

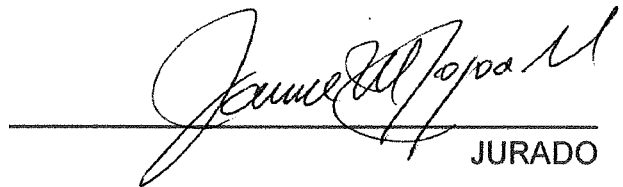
---



PRESIDENTE DEL JURADO



DIRECTOR DE PROYECTO



JURADO



JURADO

Sogamoso, Noviembre de 2017



## TABLA DE CONTENIDO

<b>INTRODUCCIÓN</b>	<b>1</b>
<b>RESUMEN</b>	<b>2</b>
<b>INFORME PRÁCTICO</b>	<b>3</b>
1. OBJETIVOS	3
1.1. OBJETIVO GENERAL	3
1.2. OBJETIVOS ESPECIFICOS	3
2. GENERALIDADES	3
2.1. LOCALIZACION GENERAL	3
2.2. VIAS DE COMUNICACIÓN	4
3. DESCRIPCION DE LA PRÁCTICA	5
3.1. CARGO ASIGNADO	5
3.2. HORARIO DE TRABAJO	5
3.3. JEFE INMEDIATO Y COORDINADOR DE PRÁCTICA	5
3.4. FUNCIONES ASIGNADAS	5
3.6. CAPACITACION RECIBIDA	7
3.7. APOORTE DE LA EMPRESA A LA FORMACIÓN PROFESIONAL	8
3.8. APOORTE A LA EMPRESA	8
3.9. CONCLUSIONES	8
3.10. RECOMENDACIONES	9
<b>INFORME TECNICO</b>	<b>10</b>
1 GEOLOGIA	10
1.1 GEOLOGIA REGIONAL	10
1.2 GEOLOGÍA LOCAL	12
1.3 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL	14
1.4 GEOLOGIA DEL YACIMIENTO	15
2 SITUACION ACTUAL DE LA EXPLOTACIÓN	17
3.1 DESCRIPCIÓN DE LAS LABORES	17
3.1.1 Labores de desarrollo	17
3.1.2 Labores de preparación.	18
3.1.3 Labores de explotación	18
3.2 SERVICIOS A LA MINA	19
3.2.1 Transporte	19

3.2.2 Ventilación.....	20
3.2.3 Sostenimiento .....	20
3.2.4 Desagüe.....	21
3.2.5 Energía eléctrica .....	21
<b>4 CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA.....</b>	<b>23</b>
4.1 ANÁLISIS DE DISCONTINUIDADES .....	23
4.2 INFLUENCIA DE LAS CONDICIONES GEOLOGICAS CON RESPECTO A LA ORIENTACION DE LA EXCAVACION.....	27
4.2.1 Dirección del túnel.....	27
4.2.2 Estratificación. ....	28
4.2.3 Presencia de accidentes geológicos. ....	28
4.3 RECONOCIMIENTO DE DAÑOS Y DEFORMACIONES.....	29
4.4 FLUJO DE AGUA EN LOS NIVELES DE LA MINA .....	30
4.5 ZONIFICACIÓN Y ZONAS ESPECIALES.....	31
4.6 CONTROL Y REGISTRO DEL COMPORTAMIENTO DE LA DEFORMACIÓN .....	32
4.7 PRUEBAS DE LABORATORIO.....	34
4.8 CLASIFICACIONES GEOMECANICAS .....	34
4.9 RECOMENDACIONES DEL SOSTENIMIENTO CON BASE EN LAS CLASIFICACIONES GEOMECÁNICAS .....	41
4.9.1 Recomendaciones del índice RMR.....	41
4.9.2 Recomendaciones del Q-system.....	42
4.10 ANÁLISIS DE ESTABILIDAD ESTRUCTURALMENTE CONTROLADO ...	44
<b>5 ESTADO DE ESFUERZOS EN EL MACIZO ROCOSO.....</b>	<b>46</b>
5.1 ESFUERZOS NATURALES .....	46
5.2 RESISTENCIA Y DEFORMABILIDAD DEL MACIZO ROCOSO.....	52
5.3 ESFUERZOS INDUCIDOS POR LA EXCAVACIÓN.....	54
5.4 ANÁLISIS DEL COMPORTAMIENTO DEL TÚNEL .....	56
5.5 ANÁLISIS DE COMPORTAMIENTO DEL SOPORTE.....	60
5.6 ANALISIS DE ELEMENTOS FINITOS.....	66
<b>6 EVALUACION DEL SOSTENIMIENTO .....</b>	<b>69</b>
6.1 EVALUACIÓN DE LA CAPACIDAD PORTANTE .....	69
6.1.1 Cálculo de carga en el estrato de techo de la excavación .....	69
6.1.2 Cálculo de los esfuerzos de las paredes del túnel .....	73



<b>6.2 INFLUENCIA DE LA EXPLOTACIÓN SOBRE EL SOSTENIMIENTO .....</b>	<b>74</b>
<b>6.3 RECOMENDACIONES PARA EL SOSTENIMIENTO .....</b>	<b>78</b>
<b>6.3.1 Calculo estimado de los arcos cedentes .....</b>	<b>79</b>
<b>6.3.2 Relación de la curva característica del macizo con el sostenimiento ...</b>	<b>80</b>
<b>6.3.3 Relación Costo Beneficio para el sistema de sostenimiento.....</b>	<b>82</b>
<b>CONCLUSIONES</b>	<b>84</b>
<b>RECOMENDACIONES</b>	<b>86</b>
<b>BIBLIOGRAFIA</b>	<b>87</b>

## LISTA DE CUADROS

pág.

Cuadro 1. Relación estratigráfica de los principales mantos del Nivel Ktg2.	16
Cuadro 2. Familias de discontinuidades, macizo rocoso mina Tauro.....	24
Cuadro 3. Descripción litológica del macizo rocoso, mina Tauro. ....	28
Cuadro 4. Clasificación del macizo rocoso según el índice RQD.....	34
Cuadro 5. Descripción del tamaño de bloque en función del número de discontinuidades. (ISMR, 1981). ....	35
Cuadro 6. Valuación para el cálculo del RMR. ....	36
Cuadro 7. Corrección por orientación de las discontinuidades en el túnel. ...	37
Cuadro 8. Clasificación RMRM. ....	37
Cuadro 9. Clasificación del macizo según el RMR. ....	38
Cuadro 10. Características Geotécnicas. ....	38
Cuadro 11. Índice GSI. ....	39
Cuadro 12. Valuación para el cálculo del índice Q. ....	40
Cuadro 13. Calidad del macizo rocoso según el índice Q. ....	41
Cuadro 14 Presión sobre el sostenimiento. ....	42
Cuadro 15. Tipo de sostenimiento según el índice Q. ....	43
Cuadro 16. Presión sobre sostenimiento según índice RMR Y Q. ....	44
Cuadro 17. Factor de seguridad y peso de las cuñas formadas alrededor de la excavación.....	45
Cuadro 18. Relación de esfuerzos según Goodman. ....	48
Cuadro 19. Magnitud del esfuerzo vertical y horizontal. ....	48
Cuadro 20. Parámetros para graficar el círculo de Mohr.....	50
Cuadro 21. Magnitud del esfuerzo vertical respecto a la resistencia del material.....	54
Cuadro 22. Parámetros de cálculo para la curva de la excavación. ....	59
Cuadro 23. Parámetros de cálculo para la curva de sostenimiento. ....	61
Cuadro 24. Datos de entrada para la curva característica del sostenimiento. ....	62
Cuadro 25. Factor de seguridad para cada nivel.....	65
Cuadro 26. Calculo de área de carga sobre los niveles 300 y 400. ....	72
Cuadro 27. Esfuerzos inducidos.....	74
Cuadro 28. Estimación del peso de los perfiles para los niveles 300 y 400. ....	79
Cuadro 29. Separación entre arcos nivel 300. ....	80
Cuadro 30. Separación entre arcos nivel 400. ....	80
Cuadro 31. Costos de instalación y mantenimiento del sostenimiento.....	83
Cuadro 32. Comparación de precios arcos THN 21Kg y THN 29Kg. ....	83



## LISTA DE FIGURAS

pág.

Figura 1. Localización contrato de concesión 1967t.....	4
Figura 2. Lista de chequeo para el sostenimiento. ....	6
Figura 3. Sección típica nivel 300 manto Bolas, b. Sección típica nivel 300 manto Pedro, c. Sección típica nivel 400 manto Bolas.....	17
Figura 4. Método de explotación por tajo manto bolas y manto piedra. ....	18
Figura 5. Sostenimiento en inclinados, puerta alemana con empate en bacinola.....	21
Figura 6. Sostenimiento en los niveles de explotación.....	22
Figura 7. Características de las discontinuidades. ....	24
Figura 8. Diagrama de contornos cruzada manto La Gemela – manto Bolas. ....	25
Figura 9. Diagrama de contornos cruzada manto Bolas – manto Pedro. ....	25
Figura 10. Diagrama de contornos cruzada manto Pedro – manto Rubi.....	25
Figura 11. Bloque diagrama. Túnel construido por manto La Gemela. ....	26
Figura 12. Bloque diagrama. Túnel construido por manto Bolas.....	26
Figura 13. Bloque diagrama. Túnel construido por manto Pedro. ....	27
Figura 14. Dirección de los niveles mina Tauro.....	28
Figura 15. Área libre inicial de la excavación. ....	33
Figura 16. Área libre luego del proceso de deformación. ....	33
Figura 17. Cuñas formadas por la excavación manto Bolas. ....	45
Figura 18. Cuñas formadas por la excavación manto Pedro. ....	45
Figura 19. Tensiones en una falla normal e inversa.....	47
Figura 20. (a) Un elemento con esfuerzos normales y de cizallamiento que actúan sobre él; (b) diagrama de cuerpo libre del EFB .....	49
Figura 21. Representación del círculo de Mohr.....	50
Figura 22. Orientación de los esfuerzos principales.....	51
Figura 23. Ángulo de fricción y cohesión del macizo rocoso.....	53
Figura 24. Orientación de los esfuerzos de acuerdo a la excavación. ....	53
Figura 25. Sección circular equivalente a la sección de arco para los niveles. ....	55
Figura 26. Zona plástica alrededor de un túnel circular.....	56
Figura 27. Respuesta del sistema de soporte al desplazamiento de la pared del túnel que resulta en el punto de equilibrio. ....	60
Figura 28. Curva característica macizo - fortificación N 300. ....	62
Figura 29. Curva característica macizo - fortificación N 400, zona crítica 1. 63	
Figura 30. Curva característica macizo - fortificación N 400, zona crítica 2. 63	
Figura 31. Curva característica macizo - fortificación N 400, zona crítica 3. 64	
Figura 32. Modelo geométrico y malla de elementos finitos, a. Mto bolas N300, b. Mto bolas N400, c. Mto Pedro N300. ....	66
Figura 33. Comportamiento del esfuerzo principal mayor, a. Mto bolas N300, b. Mto bolas N400, c. Mto Pedro N300. ....	66



Figura 34. Comportamiento del esfuerzo principal menor, a. Mto bolas N300, b. Mto bolas N400, c. Mto Piedro N300. ....	67
Figura 35. Comportamiento del esfuerzo gravitacional, a. Mto bolas N300, b. Mto bolas N400, c. Mto Piedro N300.....	67
Figura 36. Magnitud y dirección de los desplazamientos totales, a. Mto bolas N300, b. Mto bolas N400, c. Mto Piedro N300.....	68
Figura 37. Carga sobre un túnel según Terzaghi. ....	69
Figura 38. Principio de trabajo de los arcos de acero cedentes. ....	74
Figura 39. a. Derrumbe controlado en el tajo, b. zonas sin controlar el derrumbe. ....	76
Figura 40. Dimensionamiento de un tajo. ....	78
Figura 41. Punto de equilibrio sostenimiento N 300. ....	81
Figura 42. Punto de equilibrio sostenimiento N400. ....	81



## LISTA DE FOTOS

	pág.
<b>Foto 1.</b> Transporte inclinado principal manto La Gemela. ....	19
<b>Foto 2.</b> Tolva de almacenamiento.....	20
<b>Foto 3.</b> Sección normal en las vías.....	30
<b>Foto 4.</b> Pérdida de sección en las vías. ....	30
<b>Foto 5.</b> Sostenimiento especial en zonas críticas. ....	32
<b>Foto 6.</b> Daños al sostenimiento en el nivel superior del tajo (nivel 300, manto Piedro).....	77
<b>Foto 7.</b> Protección del borde de la vía. Canasta en madera rolliza.....	77



## LISTA DE ANEXOS

- Anexo A.** Levantamiento de discontinuidades.
- Anexo B.** Medidas de desplazamiento del sostenimiento.
- Anexo C.** Ensayos de laboratorio.
- Anexo D.** Clasificaciones geomecánicas.
- Anexo E.** Resistencia del macizo rocoso.



## LISTA DE PLANOS

**Plano 1.** Geología local

**Plano 2.** Columna estratigráfica.

**Plano 3.** Plano de labores mineras.



## INTRODUCCIÓN

Realizar una excavación y colocar estructuras para el sostenimiento modifica las condiciones iniciales de esfuerzos en el terreno. En consecuencia los materiales rocosos responden ante el cambio en sus condiciones iniciales deformándose y/o rompiéndose en los cuales las partículas sufren desplazamiento y se pueden generar planos de fractura a través del material rocoso, como respuesta a los esfuerzos que se generan al modificar las condiciones litostáticas en el macizo.

Este comportamiento deformacional y la resistencia del terreno se manifiestan en primera instancia por las propiedades y características geo-ingenieriles de los materiales rocosos, que son las que van a condicionar a su vez las propiedades geomecánicas, es decir las propiedades que definen el comportamiento mecánico de la roca intacta y el macizo. Además, de las propiedades geológicas (litología, estratigrafía, estructura geológica: discontinuidades tectónicas o diagenéticas), el comportamiento es también función de otros factores como las propiedades hidrogeológicas de los materiales (tipo de flujo, permeabilidad, etc.), la historia deformacional y los procesos geológicos (historia tensional) que hayan sufrido y los factores "ambientales" (alteración, meteorización, etc.) que actúan sobre las rocas.

En el presente proyecto se realiza un análisis de la influencia de los factores geomecánicos basados en la litología, alteración, estructura geológica, frecuencia de fracturas, presencia de agua, orientación de las vías, y demás factores que determinan la calidad del macizo rocoso. El resultado de este análisis proveerá la información necesaria para la estabilidad de las excavaciones en la mina Tauro y las recomendaciones sobre el sostenimiento utilizado.



## RESUMEN

En el proyecto se realiza un análisis de la influencia de las presiones sobre los niveles 300 y 400 en la mina Tauro de la empresa Columbia Coal Company S. A., que explota un yacimiento de carbón coquizable en el municipio de Guachetá en Cundinamarca. Dicho yacimiento se encuentra en rocas sedimentarias plegadas y falladas de la formación Guaduas. El avance en las labores de desarrollo se realiza con métodos de perforación y voladura, método que permite en las principales vías (niveles) avances de 1,6m por día en una sección de 6,9 m<sup>2</sup>. En la actualidad el sostenimiento utilizado corresponde a arcos de acero de tres secciones y madera de eucalipto para el forro de los mismos.

En el texto se describe el estudio de mecánica de rocas que permite conocer la calidad del macizo rocoso y las características mecánicas necesarias para calcular los esfuerzos naturales del macizo y los inducidos por la excavación, fundamentado en métodos empíricos y analíticos. En base a esto y llevando un control del comportamiento del sostenimiento a lo largo de seis meses se procede a analizar la curva característica del macizo – sostenimiento, de modo que, permita analizar la interacción de dichas curvas durante el desarrollo del proyecto.

En particular se analizó la posibilidad de utilizar arcos de acero con un perfil más pesado (de THN 21Kg a THN 29Kg) o reducir la distancia entre arcos de acero de perfil THN21Kg que son los que actualmente se usan en la mina Tauro, buscando en este sentido disminuir la influencia de las presiones y la variabilidad de la resistencia del macizo, para garantizar la seguridad, operación minera adecuada y evitar la reducción de sección de las vías.



## INFORME PRÁCTICO

### 1. OBJETIVOS

#### 1.1.OBJETIVO GENERAL

Analizar la influencia de las presiones y deformaciones en el macizo rocoso y la explotación de carbón en los niveles 300 y 400 de la mina Tauro.

#### 1.2.OBJETIVOS ESPECIFICOS

- Llevar control y registro del comportamiento de la explotación de los niveles 300 y 400 identificando sus puntos críticos.
- Realizar ensayos de laboratorio de mecánica de rocas y la clasificación del macizo rocoso de la mina Tauro.
- Evaluar y calcular la influencia de las presiones y deformaciones del macizo rocoso para los niveles 300 y 400.
- Proponer alternativas de control al sostenimiento de acuerdo a las necesidades.

### 2. GENERALIDADES

#### 2.1.LOCALIZACION GENERAL

La delimitación definitiva del área de explotación del Contrato de Concesión No. 1967T, se encuentra enmarcada dentro de las coordenadas planas de Gauss (ver cuadro 1). La superficie del área es de 61 Has y 9.837,5 metros cuadrados.

La empresa Columbia Coal Company S.A se encuentra ubicada en zona rural (vereda El Rabanal) de Guachetá. Guachetá es un municipio colombiano de la provincia de Ubaté, en el departamento de Cundinamarca a 115 km de la ciudad de Bogotá D.C y a 70 km de Chiquinquirá en el departamento de Boyacá.

Cuadro. Delimitación definitiva del área de explotación.

PUNTO	COORDENADA X	COORDENADA Y
ARCIFINIO (P. A)	1.082.415,00	1.041.092,00
1	1.082.975,00	1.041.535,00
2	1.083.206,00	1.041.730,00
3	1.083.470,00	1.041.930,00



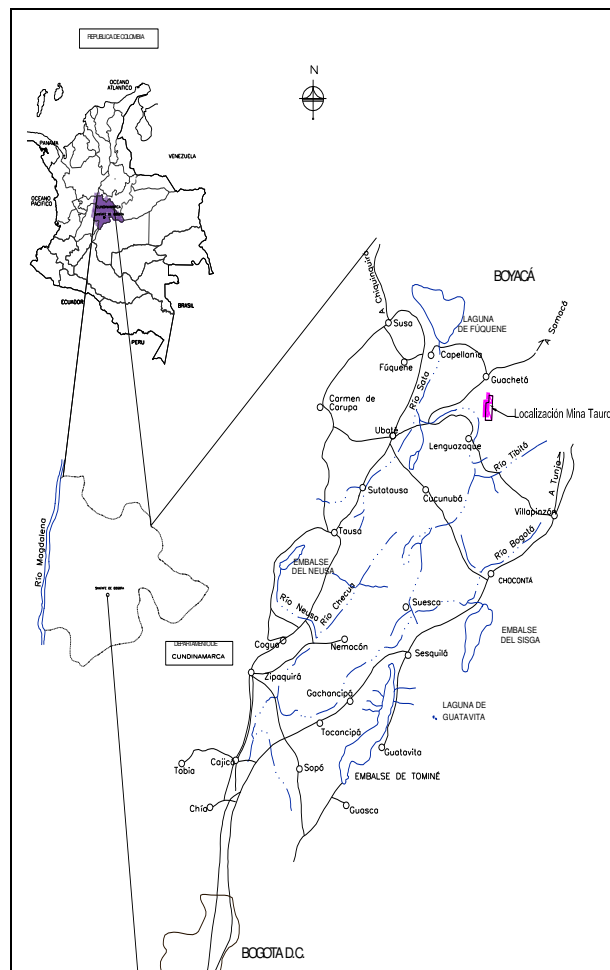
4	1.083.725,00	1.042.180,00
5	1.083.615,00	1.042.372,00
6	1.083.980,00	1.042.675,00
7	1.083.795,00	1.042.875,00
8	1.082.700,00	1.041.950,00
9	1.082.949,00	1.041.582,00

**Fuente:** resultados de la investigación.

## 2.2. VIAS DE COMUNICACIÓN

El acceso al área del Contrato de Concesión 1967T, desde la ciudad de Bogotá D.C en un recorrido de 110 Km aproximadamente se llega a la zona de estudio por la vía pavimentada hasta la Villa de San Diego de Ubaté. Luego un recorrido de 13 km por la vía sin pavimentar Ubaté - Lenguaque hasta llegar a la vereda Rabanal, gira a la izquierda recorre 1,6 km, y finalmente desvía a la derecha haciendo un recorrido de 1,2 km hasta llegar al área de estudio. Ver figura 1.

**Figura 1.** Localización contrato de concesión 1967t.





**Fuente:** Departamento de planeamiento minero Columbia Coal Company S.A.

### **3. DESCRIPCION DE LA PRÁCTICA**

#### **3.1. CARGO ASIGNADO**

Practicante universitario de ingeniería de minas asignado al área de planeamiento minero.

#### **3.2. HORARIO DE TRABAJO**

El horario de trabajo establecido durante el desarrollo de la práctica es 6:00 am – 4:00 pm de lunes a sábado.

#### **3.3. JEFE INMEDIATO Y COORDINADOR DE PRÁCTICA**

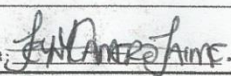
Ingeniero de minas Alonso Torres.

#### **3.4. FUNCIONES ASIGNADAS**

- Realizar control y seguimiento al sistema de sostenimiento en la mina Tauro: debido a que en los arcos cedentes el capiz se desliza entre los elementos laterales o palancas, se realiza el registro del desplazamiento de las grapas cada 15 días.
- Supervisar las labores diarias de sostenimiento en la mina Tauro: para esto se estableció una lista de chequeo en la cual se tiene en cuenta, la distancia de arco a arco, el atizado, nivelado de arcos, alto y ancho de vía antes de instalar el arco de acero, daños por voladura, flujo de agua y desprendimiento de bloques (ver figura 2).
- Brindar apoyo en las labores diarias desarrolladas en el área de planeamiento: actualización de labores de desarrollo y preparación, y toma de tiempos de ciclos de transporte.

Se contó con el apoyo y la experiencia minera del coordinador de la práctica por parte de la empresa Columbia Coal Company S.A. el ingeniero Alonso Torres quien tiene el cargo de jefe de planeamiento minero y el supervisor de labores mineras Héctor Niño, además de recopilar información del comportamiento del sostenimiento en los niveles 300 y 400, y de las áreas de operación para la extracción del carbón.

**Figura 2.** Lista de chequeo para el sostenimiento.

columbia		LISTA DE CHEQUEO PARA EL SOSTENIMIENTO DE MINAS		SEGMIN	
FECHA DE REALIZACIÓN DE LA INSPECCIÓN: 15-Marzo-2017		INSPECTOR: Ing. Jany Camero		FECHA: 15/03/17	
MINA: Taura		SITIO ESPECÍFICO: Nivel 400		DESCRIPCIÓN	
	SEPARACION ENTRE ARCOS	<0,90 m	<input type="checkbox"/>		
		0,9 m	<input type="checkbox"/>		
		>0,9 m	<input checked="" type="checkbox"/>		
	ESTADO DE FORRO	Capiz- Tabla	Ancho 0,2 m	<input checked="" type="checkbox"/>	
			Largo 1,0m	<input checked="" type="checkbox"/>	
			Alto 0,02m	<input checked="" type="checkbox"/>	
		Palancas-Madera rolliza	Diametro 0,10m	<input checked="" type="checkbox"/>	
			Largo 1,0m	<input checked="" type="checkbox"/>	
			Estado	Bueno	<input checked="" type="checkbox"/>
		Regular	<input type="checkbox"/>		
		Malo	<input type="checkbox"/>		
		ARCOS NIVELADOS	SI	<input checked="" type="checkbox"/>	
	NO		<input type="checkbox"/>		
	ALTO VIA	<2,6 m	<input type="checkbox"/>		
		2,6 m	<input checked="" type="checkbox"/>	Antes de colocar el sostenimiento	
		>2,6 m	<input type="checkbox"/>		
	ANCHO VIA	<3,2 m	<input type="checkbox"/>		
		3,2 m	<input type="checkbox"/>		
>3,2 m		<input checked="" type="checkbox"/>	Antes de colocar el sostenimiento		
CONVERGENCIA	Altura inicial m (Hi)	2,6 m	<input type="checkbox"/>		
	Altura final m (Hf)	2,4 m	<input type="checkbox"/>		
	Convergencia Hi/Hf		<input type="checkbox"/>		
LIMITE DE CEDENCIA (GRAPAS)	< 0,20m	<input type="checkbox"/>			
	0,20m	<input type="checkbox"/>			
	>0,20m	<input checked="" type="checkbox"/>			
DAÑOS POR VOLADURA	SI	<input type="checkbox"/>			
	NO	<input checked="" type="checkbox"/>	No se observa desprendimiento de bloques alrededor de la excavacion		
FLUJO DE AGUA	SECO	<input type="checkbox"/>			
	HUMEDO	<input checked="" type="checkbox"/>			
	GOTÉANDO	<input type="checkbox"/>			
	FLUJO	<input type="checkbox"/>			
DESPRENDIMIENTO DE ROCA	SI	<input type="checkbox"/>			
	NO	<input checked="" type="checkbox"/>			
		<input type="checkbox"/>			
		<input type="checkbox"/>			
		<input type="checkbox"/>			
		<input type="checkbox"/>			
		<input type="checkbox"/>			
OBSERVACIONES					
Se recomienda tener el lugar de trabajo limpio y seco.					
FIRMA INSPECTOR: 					
JEFE DE SEGURIDAD: _____					

**Fuente:** resultados de la investigación.

### 3.5. ACTIVIDADES

- Identificar los factores que afectan la estabilidad de las labores de desarrollo en la mina (nivel 300 y nivel 400): se recopila información de la presencia de



factores geológicos como, tipo de roca encajante, discontinuidades, flujo de agua y orientación de las vías respecto a la orientación de las discontinuidades.

- Analizar la influencia del método de explotación sobre las labores de desarrollo: una vez producido el derrumbe de acuerdo al método de explotación (tajo largo con derrumbe dirigido), se analiza la influencia de la caída del techo inmediato y la afectación sobre el sostenimiento en los niveles.
- Medición continua de la reducción de la sección en los niveles, estableciendo un sistema de trabajo que permita la toma de datos: se realiza la medición tomando datos de ancho y alto de la vía, y el desplazamiento de las grapas a medida que cede el capiz sobre las palancas.
- Replanteo de cálculos de sostenimiento para las vías: se realiza el replanteo del sostenimiento en la mina Tauro, luego de un análisis del comportamiento del macizo rocoso teniendo en cuenta la calidad del mismo, los factores geológicos y esfuerzos naturales e inducidos por la excavación.
- Realizar el modelamiento del comportamiento del macizo rocoso en software, que permita comprobar la influencia de las presiones del terreno sobre las excavaciones: el cual requiere información de la forma y sección de las vías, propiedades mecánicas de la roca, la magnitud y orientación de los esfuerzos naturales.

### **3.6. CAPACITACION RECIBIDA**

La inducción realizada en las instalaciones de la empresa Columbia Coal Company S.A. con una duración de tres días fue recibida por el área de:

Seguridad y salud en el trabajo:

- Identificación de peligros y riesgos en la minería subterránea.
- Política de higiene y seguridad en la empresa.

Gestión ambiental en:

- Disposición de residuos sólidos.

Recursos humanos:

- Tipo de contrato.



- Derechos y deberes dentro de la empresa.

### **3.7. APORTE DE LA EMPRESA A LA FORMACIÓN PROFESIONAL**

La importancia de proponer y dar soluciones en el menor tiempo posible a los imprevistos presentados durante una operación minera, garantiza un mayor rendimiento en las labores mineras y la seguridad de los trabajadores.

El trabajo en equipo se ve reflejado cuando se cumplen los objetivos laborales dentro de una empresa minera encaminando dichos objetivos hacia una minería segura, rentable y sostenible.

Durante la etapa práctica se enriquecieron conocimientos, como:

- Organización de un frente de explotación.
- Instalación del sistema de sostenimiento.
- Protocolos de seguridad y análisis de trabajos seguros dentro de la mina.

Además de fortalecer el liderazgo y compromiso para ejercer el cargo de ingeniera de minas para ejecutar un planeamiento minero tanto a corto, mediano y largo plazo.

### **3.8. APORTE A LA EMPRESA**

Se realiza un informe técnico, del cual tiene conocimiento la empresa donde se realizó la práctica. Esto a su vez deja información de la calidad del macizo rocoso y las propiedades mecánicas de la roca encajante obtenidas de acuerdo a los ensayos de laboratorio.

### **3.9. CONCLUSIONES**

- La etapa complementaria de la formación universitaria fue el desarrollo de la práctica empresarial, de esta forma es posible aplicar y cuestionar conocimientos bases obtenidos durante la formación profesional.
- La gestión y ejecución de un proyecto minero bajo tierra es gracias a un planeamiento minero debidamente formulado y planteado.
- El comportamiento del terreno luego de realizada una excavación permite alertar o no, si el método de trabajo está siendo eficiente, de lo contrario tomar



medidas a tiempo que garanticen la seguridad del personal operativo, rendimiento de la explotación y reducción de costos operacionales.

### **3.10. RECOMENDACIONES**

Actualizar la geología local a medida que se desarrolla el proyecto minero de modo que se tenga información detallada y realizar un modelo geológico del área de estudio.



## INFORME TECNICO

### 1 GEOLOGIA

#### 1.1 GEOLOGIA REGIONAL

**Estratigrafía.** La descripción geológica indicada ha sido adaptada de la plancha geológica 209, Zipaquirá. Donde afloran rocas sedimentarias de edad cretácica, paleógena, neógena y cuaternarios afectadas por fallas con dirección noroeste.

**Formación arenisca dura (K2d).** Nombre propuesto por Pérez & Salazar (1978), para la unidad litológica que reposa concordantemente y transicionalmente sobre una sucesión monótona de lutitas físisbles y grises de la Formación Chipaque y que es suprayacida por una secuencia de arcillolitas, arcillolitas silíceas y liditas de la Formación Plaeners. La sección tipo se localiza en el cerro El Cable (oriente de Bogotá), con un espesor de 449 m, subdividida en ocho conjuntos constituidos por areniscas, en un 63,8% y un 36,2% de limolitas, arcillolitas y liditas.

**Formación Plaeners (K2p).** Nombre formalizado por Pérez & Salazar (1978), para la unidad litológica que reposa concordantemente sobre la Formación Arenisca Dura y es suprayacida por la Formación Arenisca de Labor; en la sección tipo tiene un espesor de 73 m y está representada por arcillolitas, liditas, limolitas y en menor proporción por areniscas de grano muy fino.

**Formación arenisca de Labor-tierna (k2t).** Pérez & Salazar (1978), formalizaron las Formaciones Arenisca de Labor y Arenisca Tierna. La Arenisca de Labor con la sección tipo en las quebradas La Vieja y el Higuerón, tiene un espesor de 177 m, es una secuencia que descansa concordantemente sobre la Formación Plaeners, la cual comienza con capas muy gruesas de areniscas que se intercalan con capas muy delgadas de arcillolitas y se subdivide en tres segmentos: el inferior constituido por capas muy gruesas de areniscas arcillosas separadas por capas delgadas arcillolitas; el segmento medio está representado por intercalaciones de bancos de areniscas, paquetes de lodolitas y arcillolitas y el superior por areniscas arcillosas separadas por capas delgadas de arcillolitas.

**Formación Guaduas (K2E1g).** Está formación la cual se caracteriza principalmente por tener niveles de carbón, producto que en la zona es altamente

explotado adicionalmente se encuentran niveles de areniscas cuarzosas y lodolitas prevalecientes.

El contacto de la formación Guaduas y el grupo Guadalupe se presenta concordante, este contacto está marcado morfológicamente por un fuerte escarpe formado por el grueso paquete de areniscas dando al paisaje una forma ondulada.

**Formación Cacho (E1c).** Hubach (1931), denomina Horizonte del Cacho, al conjunto inferior que aflora en el Piso de Bogotá, el cual tiene una naturaleza “arenisco-riposo” y está constituido por areniscas granulosas, tiernas, de colores amarillos hasta ocre o rosado, con algunos bancos de arcillas abigarradas.

Julivert (1963), para el Horizonte del Cacho, utiliza el nombre de Formación Cacho, adoptada por la Colombian Society of Petroleum Geologists and Geophysicists (1961, en Julivert, 1963). McLaughlin & Arce (1972), en la cartografía del cuadrángulo K11 Zipaquirá, denominan Formación Cacho a la secuencia conformada por areniscas conglomeráticas, areniscas de grano fino y medio con intercalaciones de arcillolitas y que es limitada por las Formaciones Guaduas y Bogotá.

**Formación Bogotá (E1b).** Hubach (1931), denominó Piso de Bogotá a la secuencia del Terciario medio que está constituido por tres conjuntos, el inferior es arenoso y arcilloso en donde incluía en la base el Horizonte de Cacho; el conjunto medio conformado por arcillolitas abigarradas entre las cuales se intercalan algunos bancos gruesos de areniscas y areniscas arcillosas y el conjunto superior formado por bancos de areniscas gruesas y blandas que alternan con arcillas abigarradas.

Julivert (1963), determina como localidad tipo de la Formación Bogotá la sección ubicada en la quebrada Zo Grande (flanco occidental del Sinclinal de Usme), la cual suprayace a la Formación Cacho e infrayace la Formación Regadera y está constituida por intercalaciones de bancos de arcillolitas de colores variados y areniscas en capas muy gruesas.

**Formación Regadera (E2r).** Julivert (1963) denominó Formación Regadera a la parte baja de la Formación Usme definida por Hubach (1957), en ella se agrupan areniscas no consolidadas de grano grueso y capas de conglomerados que alternan con arcillas rosadas y rojizas, que suprayacen a la Formación Bogotá y es cubierta por la Formación Usme en la región del río Tunjuelo (sinclinal de Usme).



**Cuaternarios.** Depósitos de origen fluvial, fluvio-glaciario, de pendiente y lagunar localizados a lo largo de los valles fluviales y de los núcleos de las estructuras sinclinales; algunos por su extensión y espesor se denominaron con nombres geográficos como el caso de las gravas de origen fluvio-glaciario, depositados en la localidad de Carupa y los demás depósitos se denominan por el tipo de proceso deposicional.

## 1.2 GEOLOGÍA LOCAL

El área del proyecto se encuentra en el flanco occidental del Sinclinal Checua-Lenguazaque, constituido por sedimentos de origen marino y continental que se extiende desde el cretáceo superior al cuaternario y que corresponde a las rocas sedimentarias<sup>1</sup> (ver plano 1. Plano Geológico).

**Estratigrafía.** En el área de estudio, afloran rocas de las formaciones Arenisca Tierna, perteneciente al denominado Grupo Guadalupe, Guaduas, Cacho, Bogotá y Depósitos Cuaternarios, las secciones en general se encuentran bien expuestas.

**Formación arenisca Tierna (K2t).** Pérez & Salazar (1978), formalizaron las Formaciones Arenisca de Labor y Arenisca Tierna. Es una secuencia que descansa concordantemente sobre la Formación Plaeners, la cual comienza con capas muy gruesas de areniscas que se intercalan con capas muy delgadas de arcillolitas.

**Formación Guaduas (K2E1g).** El contacto con el grupo Guadalupe está marcado morfológicamente por el paso de un fuerte escarpe dado por el grueso paquete de areniscas a un paisaje suavemente ondulado y apreciablemente erosionado de arcillolitas. En diferentes estudios, a escala regional, se han determinado cinco niveles o miembros estratigráficos, los cuales se describen de base a techo.

**Segmento A.** Corresponde a la sucesión estratigráfica localizada entre el techo de la Arenisca Tierna y la primera de las areniscas de La Guía, está constituido por una sucesión de arcillolitas grises, finamente laminadas, con intercalaciones de limolitas gris clara en capas delgadas, que predominan en la parte media de este nivel. Se presentan en intercalaciones de shales grises oscuros con laminación ondulada lenticular, el espesor varía de 100 a 150 metros.

---

<sup>1</sup> PROGRAMA DE TRABAJOS Y OBRAS. Contrato de concesión título 1967T. Columbia Coal Company S.A.

**Segmento B.** Es el nivel más importante de la Formación Guaduas, por ser este donde se encuentra los mantos de carbón bituminoso, afloran 17 capas de carbón de espesor variable, 13 de las cuales pueden llegar a ser explotables. En general el conjunto está constituido por bancos de areniscas cuarzosas, de color amarillo claro a blanco de grano fino a medio, redondeados a subangulares, contactos netos planos, alternados con arcillolitas grises claras a oscuras, finamente estratificadas, localmente lutitas grises a amarillo claro. El espesor total del nivel oscila entre 250 y 300 metros.

**Segmento C.** Corresponde a la sección estratigráfica comprendida entre el último nivel de la Arenisca Guía y la base de la primera Arenisca de la lajosa, está conformada por arcillolitas grises claras, laminadas, y en ocasiones carbonosas, con restos de plantas. En la parte intermedia de este nivel presenta una secuencia de arcillolitas masivas, de color gris, areniscas cuarzosas, algo arcillosas y limolitas de color gris a amarillento en láminas medianas a gruesas. En la parte superior predominan las limolitas que alternan con potentes paquetes de arcillolitas de color gris, con algunas intercalaciones de areniscas.

Morfológicamente este nivel se manifiesta en una topografía suave, que contrasta con la topografía de niveles del segmento B. Se presentan cuatro mantos explotables de carbón, aunque localmente puede presentarse ensanchamiento de algunas cintas elevándose a siete el número de mantos explotables. El espesor total del nivel oscila entre 250 y 300 metros.

**Segmento D.** En la parte inferior de esta secuencia se predominan las areniscas cuarzosas, de color blanco a amarillentas, de grano fino a medio en contactos generalmente planos. Los niveles arcillosos se encuentran intercalados con niveles delgados de areniscas arcillosas bien estratificadas. Se presentan esporádicas cintas de carbón con espesor no mayor a 40 cm. Sin continuidad lateral. El espesor varía entre 200 y 250 m.

**Segmento E.** Es la secuencia más alta de Guaduas y se caracteriza, al igual que el segmento A, por la ausencia de mantos de carbón, está constituido por 150 a 200 metros de arcillolitas abigarradas con intercalaciones esporádicas de areniscas cuarzosas, de color amarillento a rojizo, de grano fino a grueso. Por ser un nivel blando, morfológicamente da una expresión topográfica de relieve suave.

**Formación Cacho (E1c).** Está compuesta por areniscas cuarzosas y hematita, de color amarillo a pardo oscuro, de grano fino a medio en la parte inferior de la

secuencia y grueso en los niveles superiores. Es muy frecuente la estratificación cruzada y las marcas de corriente en los niveles superiores.

**Depósitos Cuaternarios.** Son depósitos de edad cuaternaria de origen fluvial, lacustre y fluvioglacial, depositados en los valles y tierras bajas, principalmente en el Valle de Ubaté y zona plana del municipio de Guachetá.

### 1.3 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

El área se localiza en la Cordillera Oriental; la zona central se encuentra en la parte axial de la cordillera y hacia los bordes de la misma se presenta el comienzo de los flancos. Esta situación genera una conformación de tres estilos deformacionales: en el sector occidental las vergencias de los planos de falla son hacia el occidente, en el sector oriental son hacia el oriente, mientras que en el sector central hay una combinación de ambas vergencias con pliegues amplios y simétricos. El rumbo regional estructural es N45-50E, pero hacia la parte suroccidental cambia a norte-sur y coincide con la presencia de diapirismo de sal, el cual se constituye estructuras como pliegues y fallas de corta longitud, y facilita los despegues de fallas, en este caso, como rampas laterales de corta longitud tal como se presenta en Zipaquirá, además de cierres estructurales muy simétricos en forma de domo, como en la parte sur del anticlinal de Nemocón.

**Sinclinal de Chécua.** (McLaughlin & Arce, 1975) es la estructura sinclinal localizada entre las localidades de Zipaquirá y Lenguazaque y que hacia el norte continúa en la plancha 190 con el nombre de Guachetá. Es una estructura asimétrica, con el flanco oriental más inclinado y en ocasiones invertido por efecto de la falla de Cucunubá. Hacia el sur, muestra plegamientos menores y está cubierto por depósitos cuaternarios de la Sabana de Bogotá. El núcleo está compuesto por rocas de la Formación Bogotá y en los flancos las Formaciones Cacho y Guaduas. Los estratos afloran con rumbo N47°E y buzando 55° SE, al sur del este de Guachetá.

En el área de estudio se han identificado las siguientes fallas geológicas (ver plano 1):

- **Falla Ojo de Agua:** Falla de desplazamiento rumbo sinistral con dirección N 30° a 40° E, con inclinación de 70° a 80°E. Fue observada en el túnel Mejía donde desplaza el manto Rubí aproximadamente 70 m en forma horizontal; también al

sur de las minas El Arrayán y Bocatoma, donde interrumpe la continuidad de los mantos Zuncho, Cisquera, Aliso y Planta de Soda.

- **Falla La Primavera:** Identificada en las labores adelantadas en las minas Hullas Carolina, donde los mantos presentan un desplazamiento horizontal de 20m aproximadamente. Es una falla de desplazamiento de rumbo sinistral con dirección N40° a 45°W y buzamiento de 80°E.
- **Falla Carolina:** Falla de desplazamiento de rumbo sinistral, con rumbo N40° a 45°W y buzamiento de 75°W. Esta falla fue identificada a una distancia aproximada de 600 m al norte de la bocamina Hullas Carolina, sobre el manto Tesoro y también en los diferentes mantos en los cuales se adelantaron labores mineras.

#### 1.4 GEOLOGIA DEL YACIMIENTO

En el área de Guachetá se determinó la presencia de veinticinco mantos y cintas de carbón, con espesores superiores a los 30 cm. De acuerdo con las exigencias del mercado los trabajos mineros se concentran sobre los mantos Gemela, Tercera, Piedro, y Bocatoma; carbones que son extraídos, en su mayoría, con destino a la producción de coque (ver plano 2).

El Nivel Ktg2, es el nivel más importante de la Formación de Guaduas, por ser este donde se encuentran los mantos de carbón bituminoso, en el área se interceptan 7 mantos de carbón de espesor variable, de las cuales cuatro son minados y se describen así:

**Manto La Gemela:** Se encuentra separada del manto Planta de Soda (Ktg1) por 7 m de una alternancia de limolitas y arcillolitas, el espesor del manto es de 1,6 m, el respaldo superior es una intercalación de limolitas y areniscas. Presenta una intercalación de arcillolita cuyo espesor es muy variable, oscilando entre 10 y 20 cm.

**Manto Tercera:** Es el segundo manto explotable de occidente a oriente y está separado del manto La Gemela por una secuencia de arcillolitas y limolitas que varía entre los 43 mts en el nivel superior y 62 mts en el nivel inferior. Su espesor oscila entre los 0.4 y 0.7 mts. El Respaldo superior es una limonita.

**Manto Bolas:** Separado estratigráficamente del manto anterior por 35 mts de arcillolitas y limolitas, su espesor varía entre 0.5 y 0.7 m, el respaldo superior es una limolita silícea, estratificada de 5 m de espesor, con fracturas que lo hacen poco estable al momento de su explotación, haciendo que se contamine por dilución del carbón minado lo cual limita su explotación.

**Manto Piedro:** Lo separan 13 mts, del manto bolas, presenta adelgazamientos lateralmente, problemas de continuidad y pliegues en el sentido de buzamiento, lo cual hace que el contenido de cenizas sea alto al momento de minarlo.

**Manto Bocatoma:** Esta separado de contacto con el Ktg3 por una distancia que oscila entre 20 y 50 metros del manto Piedro, posee un espesor variable 0,9 y 1.40 metros sus respaldos están constituidas por limolitas grises.

En el cuadro 1, se relacionan los principales mantos y cintas de carbón ubicados en el nivel Ktg2 con su nombre, espesor, distancia estratigráfica de separación entre mantos, descripción de la roca encajante y sus características principales.

**Cuadro 1.** Relación estratigráfica de los principales mantos del Nivel Ktg2.

MANTO	E (m)	DIS (m)	PISO	TECHO	OBSERVACIONES
La Gemela	1.50	0.0	2 <sup>a</sup> Arenisca guía	Limonitas compactas	Presenta una intercalación de limonita de 0.15 a 0.25m de espesor.
Consuelo	0.42	16,0	Limonitas grises	Arcillolitas y Limonitas	Supra yacentes se encuentran las cintas solapa, consuelo y calabazo.
Tercera	0.50	46,0	Arcillolitas y limonitas	Limonitas	El respaldo del techo es frágil
Bolas	0.60	12.9	Alternancia de arcillolitas y limonitas	Alternancia de arcillolitas y limonitas	Tiene alto contenido en cenizas
Piedro	0.60 – 1.10	25.0	Limolitas grises	Arcillolitas y 3 <sup>a</sup> Arenisca guía	Problemas de continuidad lateral y alto contenido de cenizas
Bocatoma	1.20	65.0	Limolitas, arcillolitas y areniscas	Arcillolitas	Presenta buena continuidad lateral, Presenta intercalación de 0.1 a 0.25 m de espesor.

**Fuente.** Departamento de planeación minera. Columbia Coal Company S.A.

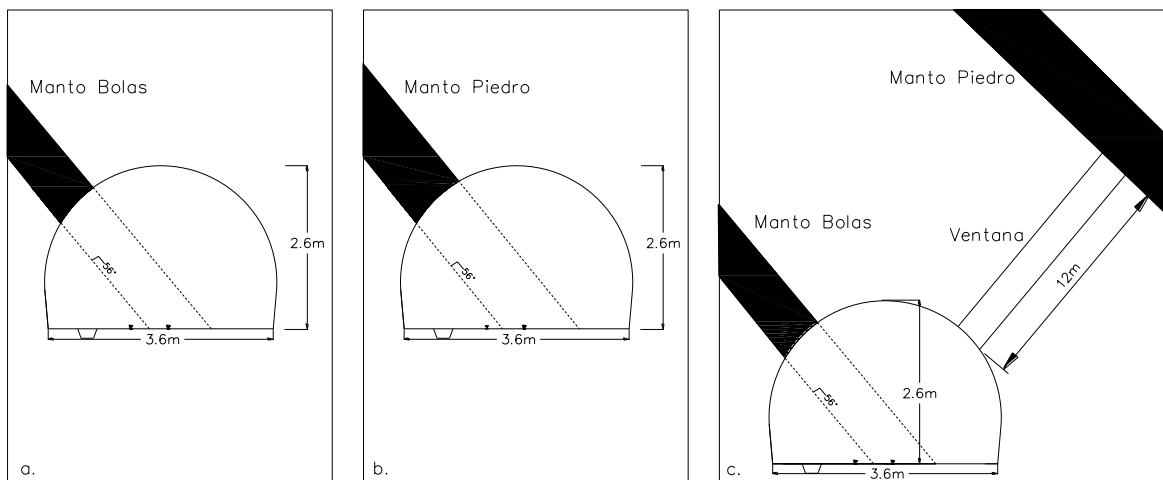
## 2 SITUACION ACTUAL DE LA EXPLOTACIÓN

### 3.1 DESCRIPCIÓN DE LAS LABORES

#### 3.1.1 Labores de desarrollo

- **Inclinados.** Estas labores siguen el buzamiento de los mantos con pendientes en la mayoría de los casos por encima de  $55^\circ$ , que comunican la superficie con el interior de la mina e interceptan con los niveles quedando comunicados todos entre sí. Sirven para el ingreso de personal, herramientas y equipos, ventilación entre otros (ver plano 3).
- **Cruzadas.** Estas labores se realizan en roca para comunicar los mantos, tanto en el nivel superior “300” de explotación como inferior “400” de transporte, permitiendo la explotación simultánea de los mantos.
- **Niveles.** Estas labores delimitan los bloques de explotación en un nivel superior o de servicios y un nivel inferior o de transporte, ubicados a una diferencia de cota de aproximadamente 90m. Por el manto Bolas y manto Piedro se tiene construido el nivel 300 (ver figura 3 a y 3 b); mientras el nivel 400 está construido por el manto Bolas y comunica mediante ventanas a manto Piedro (ver figura 3 c).

**Figura 3.** Sección típica nivel 300 manto Bolas, **b.** Sección típica nivel 300 manto Piedro, **c.** Sección típica nivel 400 manto Bolas.



**Fuente:** Datos de estudio.

El arranque en las labores de desarrollo es realizado mediante perforación y voladura acorde a las secciones definidas.

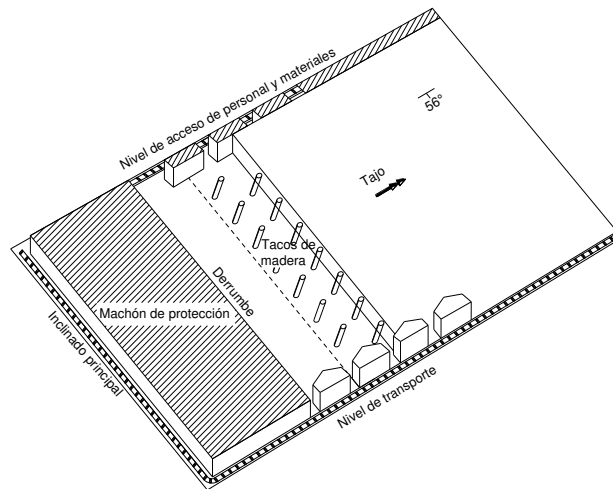
### 3.1.2 Labores de preparación.

- **Tambores de ventilación.** Garantizan la ventilación de las labores y al mismo tiempo sirven como vías alternas de salida y entrada del personal en caso de emergencia. Su inclinación depende directamente del buzamiento (ver plano 3).
- **Tambores de preparación.** Estas labores sirven para iniciar el bloque de explotación y ventilación. Su inclinación depende del buzamiento de los mantos.

### 3.1.3 Labores de explotación

**Tajo largo con derrumbe dirigido.** El sistema empleado es de tajo largo con derrumbe dirigido y/o relleno, que inicia a partir de la comunicación de los niveles con un tambor de preparación. Consiste en avanzar el frente de arranque en forma uniforme, con ángulo de sesgo de  $90^\circ$  o en diagonal con un ángulo de sesgo menor a  $90^\circ$  (ver figura 4) de tal manera que el frente inferior esté siempre adelantado que el inmediatamente superior. Con un frente uniforme de dos o más calles de un metro de separación para el tránsito de personal, descargue del frente e ingreso de suministros, las cuales se avanzan en tareas o turnos; mediante arranque semi-mecanizado y sostenimiento temporal en madera. El sentido de la explotación es en avance y el descargue del mineral se realiza por gravedad a las diagonales y tolvas ubicadas en el nivel inferior, los cuales tendrán una tecla de fácil control para el descargue en vagonetes dispuestas para tal fin.

**Figura 4.** Método de explotación por tajo manto bolas y manto piedra.



**Fuente.** Datos de estudio.



## 3.2 SERVICIOS A LA MINA

### 3.2.1 Transporte

- **Transporte interno.** El carbón arrancado del frente de explotación en cada turno se descarga por gravedad por tambores y teclas de descargue, al nivel principal de transporte donde se carga en vagonetas de 1 ton de capacidad, las cuales son conducidas hasta el pozo de almacenamiento por una locomotora.

Por el inclinado del manto Consuelo se transporta el mineral desde el pozo o tecla de descargue hasta superficie, se realiza mediante dos vagonetas operadas por un malacate hidráulico instalado en superficie. Este sistema alimenta la locomotora instalada en el túnel nivel patio para luego ser descargado en tolvas de almacenamiento.

El transporte por el inclinado en el manto La Gemela se realiza por medio de una vagoneta operada por un malacate eléctrico, permitiendo el transporte de materiales e insumos y personal hacia el interior de la mina, así como la roca estéril producto del avance de los frentes hacia la superficie (ver foto 1).

**Foto 1.** Transporte inclinado principal manto La Gemela.



**Fuente:** Datos de estudio.



- **Transporte en superficie.** El carbón es descargado en tolvas con capacidad de 50 ton (ver foto 2), donde se realiza el cargue en volquetas sencillas y/o doble troques y posteriormente es transportado a la planta industrial CARBOCOQUE, ubicada en el municipio de Lenguazaque, para beneficio y distribución en el mercado internacional.

**Foto 2.** Tolva de almacenamiento.



**Fuente:** Datos de estudio.

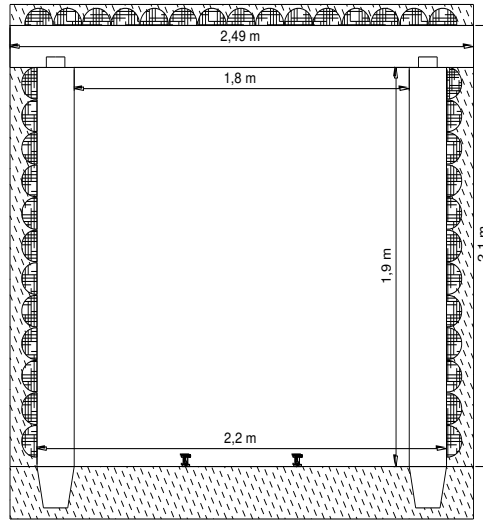
**3.2.2 Ventilación.** La ventilación principal de la mina Tauro se realiza mediante un ventilador principal ubicado en el nivel 300, el cual suministra el aire requerido en los frentes de explotación para los niveles 300 y 400.

El aire viciado es evacuado por tambores de ventilación contruidos por el manto la gemela. La ventilación auxiliar se realiza con ventiladores secundarios ubicados en los frentes de desarrollo.

### **3.2.3 Sostenimiento**

**Inclinados.** El sostenimiento está compuesto por puerta alemana con empate en bacinola, separado cada 1,25 metros y forro con madera rolliza. Los diámetros de la madera para las palancas y los cápicos son de 20 cm y para los forros entre 10 y 15 cm. El sostenimiento se instala una vez concluya la operación de arranque en el frente (ver figura 5).

**Figura 5.** Sostenimiento en inclinados, puerta alemana con empuje en bacinola.



**Fuente:** Departamento de planeación minera. Columbia Coal Company S.A

**Niveles.** Está compuesto por arcos de acero perfil TH de 21Kg que garantizan una sección de  $6,9\text{m}^2$  compuestos por tres elementos, separados cada 1,25m, forro en madera (tabla) de 20 cm de ancho (ver figura 6).

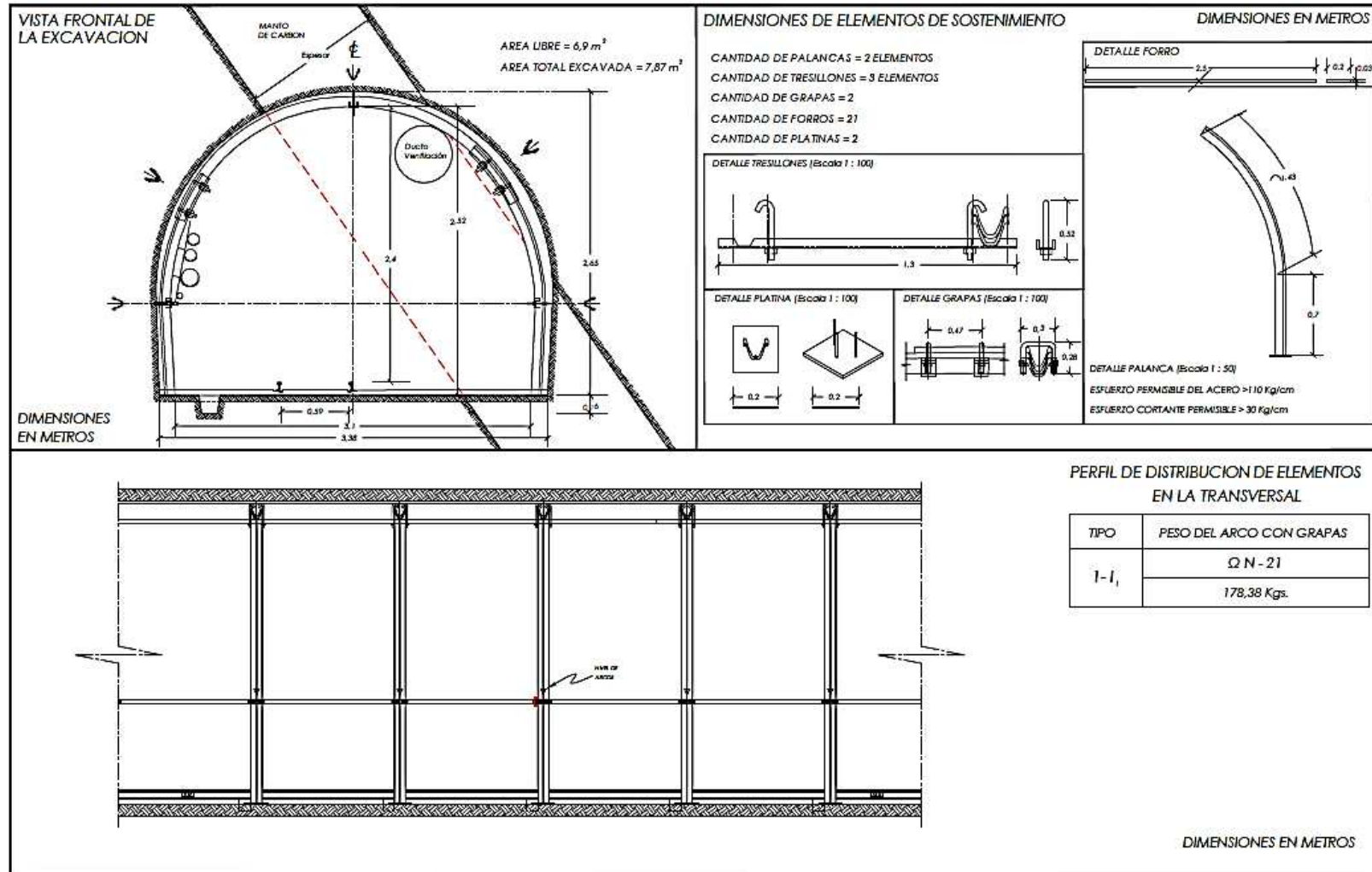
**Tambores de ventilación.** En los tambores se instalan cuadros de madera de 1,0 m x 1,0 m con diámetros de 0,15m y separados cada metro. Se forra con madera rolliza o tapa, en el techo de la excavación para evitar el desprendimiento de bloques.

**Labores de explotación.** En los frentes de explotación se utilizan tacos de madera rolliza con diámetro de 0,15m y una tabla (cabecero) de 1 m de largo, separados cada 1,0m

**3.2.4 Desagüe.** En los niveles, el agua es conducida por gravedad mediante el uso de cunetas de 0.16 x 0.20 metros con una pendiente del 2%, construidas en el costado izquierdo de la vía. El agua es transportada al pozo de recolección ubicado en el nivel 400 y luego es evacuada por medio de una bomba trifásica, hacia superficie al tanque de sedimentación.

**3.2.5 Energía eléctrica.** Para satisfacer las necesidades se dispone de una subestación eléctrica de 440V con el fin de suministrar la energía necesaria para el funcionamiento de electrobombas, ventiladores, oficinas y otros servicios. Para la iluminación personal se emplean lámparas de batería recargable que le permitan desempeñarse de manera eficaz y segura.

**Figura 6.** Sostenimiento en los niveles de explotación.



**Fuente.** Departamento de planeación minera. Columbia Coal Company S.A.

## 4 CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA

### 4.1 ANÁLISIS DE DISCONTINUIDADES

La medición y observación necesaria para establecer el tipo de roca y sistema de discontinuidades, se realizó tomando datos de rumbo y buzamiento, continuidad, espaciado, rugosidad, meteorización, filtraciones de agua y resistencia de 170 diaclasas (ver anexo A), además de reconocer la litología y la orientación de las vías. Las características de las discontinuidades en el macizo rocoso son:

**Tipo de discontinuidad.** Corresponde a la clasificación de la discontinuidad, pueden ser simples diaclasas, estratificación, diaclasas maestras, fallas, foliación o esquistosidad entre otras. Durante la recolección de datos predominaron las diaclasas y la estratificación como principales discontinuidades (ver figura 7).

**Familias de discontinuidades.** Se presentan las orientaciones de familias de diaclasas y la estratificación en los puntos investigados (ver cuadro 3).

**Continuidad o persistencia.** En un plano de discontinuidad es su extensión superficial, medida por la longitud según la dirección del plano y según su buzamiento. En el macizo la continuidad predominante es alta (> 20 m).

**Espaciamiento.** Este parámetro condiciona el tamaño de los bloques de roca intacta y, por tanto define el papel que esta tendrá en el comportamiento mecánico del macizo rocoso, y su importancia con respecto a la influencia de las discontinuidades. Para el macizo rocoso en estudio las discontinuidades se encuentran juntas (60 mm a 200 mm) y muy juntas (20mm a 60mm).

**Rugosidad.** Se refiere a la forma de las paredes de los bloques de roca intacta separados por las discontinuidades, se suele describir desde plana hasta muy rugosa. Se presenta una rugosidad ondulada lisa.

**Abertura.** Es la distancia perpendicular que separa las paredes de la discontinuidad cuando no existe relleno. Las discontinuidades en el macizo se encuentran cerradas y en menor grado ligeramente abiertas.

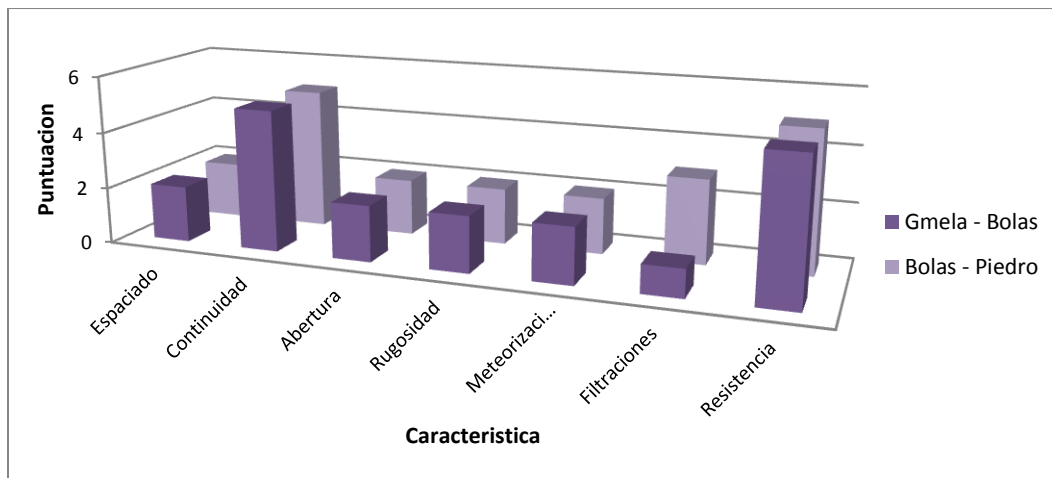
**Relleno.** Las discontinuidades pueden aparecer rellenas de un material de naturaleza distinta a la roca de las paredes. El espacio entre las discontinuidades

predominantemente del macizo no presenta relleno y en algunos pocos casos presenta óxidos y arcilla.

**Filtraciones.** Agua en el interior de un macizo rocoso y procede generalmente del flujo que circula por las discontinuidades. Las filtraciones entre las discontinuidades del macizo van desde el goteo hasta flujo de agua.

Los valores correspondientes a cada característica se encuentran en el anexo A, cuadro 1).

**Figura 7.** Características de las discontinuidades.



**Fuente:** Datos de estudio.

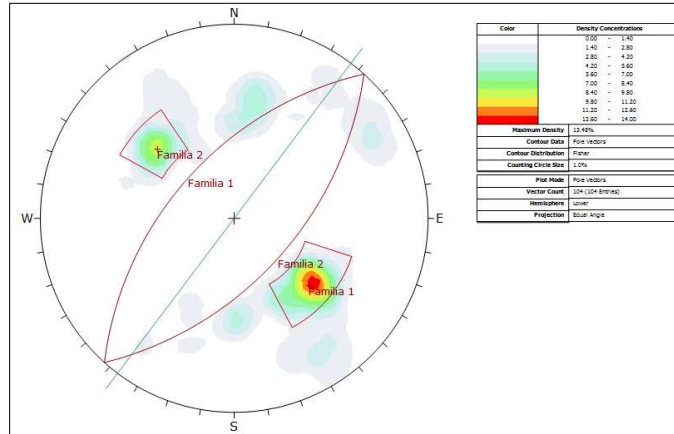
- **Análisis estereográfico de discontinuidades.** Para la determinación del número de familias de discontinuidades se realizó la representación por medio del software Dips, el cual determina el número y orientación de familias existentes de acuerdo a los diagramas de polos en el macizo rocoso (ver figuras 8, 9 y 10). Las familias predominantes son (ver cuadro 2):

**Cuadro 2.** Familias de discontinuidades, macizo rocoso mina Tauro.

Familia	Manto La Gemela	Manto Bolas	Manto Piedro
	dip/dip direction	dip/dip direction	dip/dip direction
Familia 1	59/187	52/134	48/136
Familia 2	55/312	51/313	70/57
Familia 3	56/132		

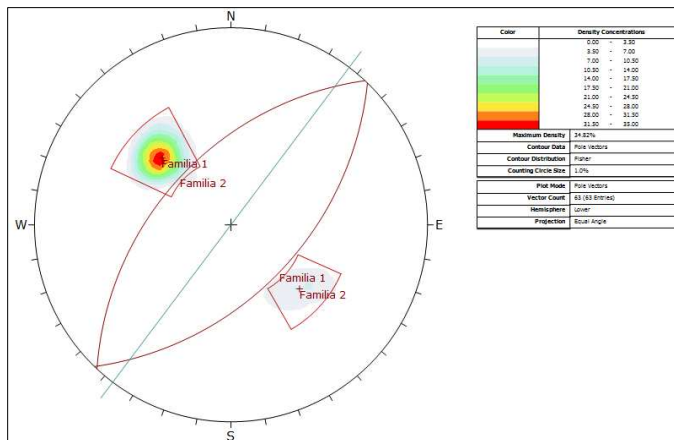
**Fuente:** Datos de estudio.

**Figura 8.** Diagrama de contornos cruzada manto La Gemela – manto Bolas.



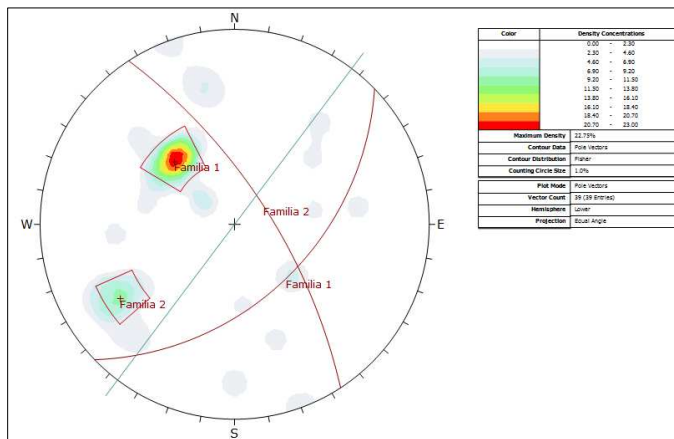
**Fuente:** Datos de estudio.

**Figura 9.** Diagrama de contornos cruzada manto Bolas – manto Piedro.



**Fuente:** Datos de estudio.

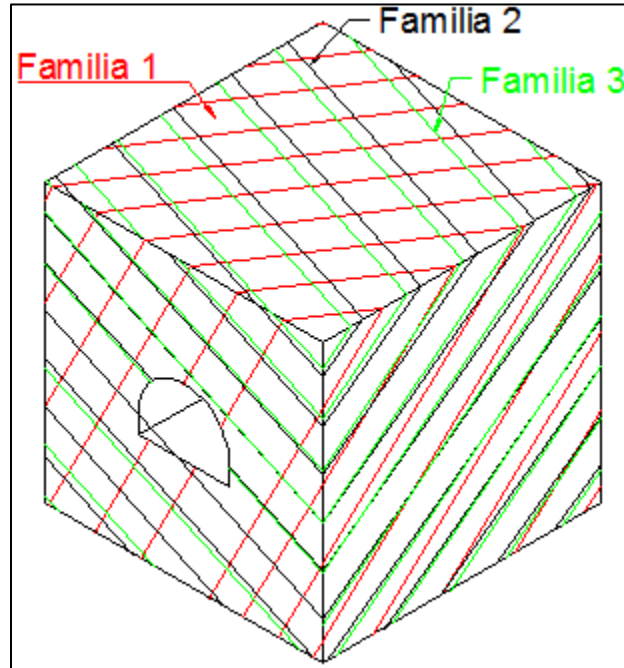
**Figura 10.** Diagrama de contornos cruzada manto Piedro – manto Rubi.



**Fuente:** Datos de estudio.

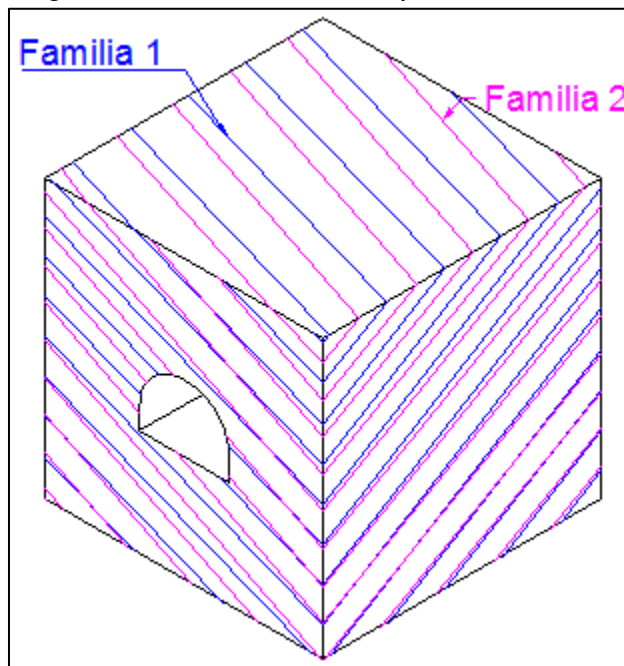
El bloque diagrama permite observar la orientación de las familias de discontinuidades con respecto a la orientación del túnel (ver figuras 11, 12 y 13).

**Figura 11.** Bloque diagrama. Túnel construido por manto La Gemela.



**Fuente:** Datos de estudio.

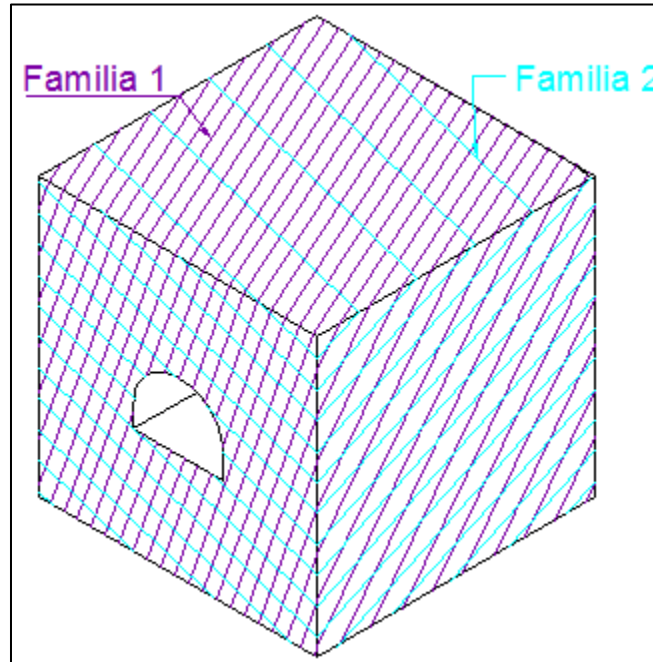
**Figura 12.** Bloque diagrama. Túnel construido por manto Bolas



**Fuente:** Datos de estudio.



**Figura 13.** Bloque diagrama. Túnel construido por manto Piedro.



**Fuente:** Datos de estudio.

Se observa que la afectación de las familias de discontinuidades en los tres casos posee una inclinación mayor a  $45^\circ$  y son paralelas al eje del túnel. Esta condición está resulta desfavorable y está directamente relacionada con problemas de estabilidad en las excavaciones.

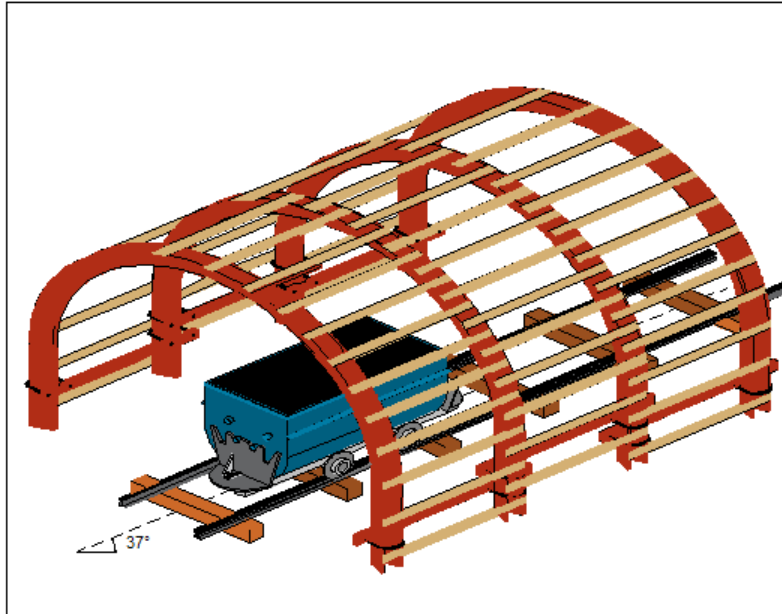
## 4.2 INFLUENCIA DE LAS CONDICIONES GEOLOGICAS CON RESPECTO A LA ORIENTACION DE LA EXCAVACION

**4.2.1 Dirección del túnel.** La dirección de las vías de desarrollo o niveles en la mina Tauro se construyen en dirección al rumbo de los mantos, N37E a N40E (ver figura 14). Dirección que es desfavorable debido a que es paralela al sistema de discontinuidades presentes en el macizo rocoso.

La estructura geológica es uno de los factores que influye en la estabilidad de la excavación, la orientación de los estratos también condiciona este comportamiento. El macizo rocoso en respuesta a las condiciones geológicas durante la excavación determina las condiciones de estabilidad permitiendo determinar el efecto que produce la excavación en macizo rocoso.



**Figura 14.** Dirección de los niveles mina Tauro.



**Fuente:** Departamento de planeamiento minero Columbia Coal Company S.A.

**4.2.2 Estratificación.** La estratificación en la mina Tauro corresponde a capas inclinadas de  $55^\circ$  a  $60^\circ$ , la litología y según la caracterización petrográfica de la zona de estudio se describe en el cuadro 3.

**Cuadro 3.** Descripción litológica del macizo rocoso, mina Tauro.

CARACTERIZACIÓN DE LA ROCA ENCAJANTE			
Roca de caja	Manto La Gemela	Manto Bolas	Manto Piedro
<b>Techo</b>	Lutitas con láminas de arcillolita y arenisca parda oscura.	Lutita shale carbonosa	Lutitas con láminas de arcillolita y arenisca parda oscura
<b>Mineral</b>	Carbón	Carbón	Carbón
<b>Piso</b>	Arenisca blanca de grano muy fino.	Arcillolita shale color gris oscuro con láminas de arcillolita gris claro.	Arcillolita shale color gris oscuro con láminas de arcillolita gris claro.

**Fuente:** Datos de estudio.

**4.2.3 Presencia de accidentes geológicos.** Hacia la zona sur de la explotación tomando como referencia el inclinado principal (ver plano 3) se encuentra la falla

primavera que desplaza horizontalmente el bloque de los mantos aproximadamente cien metros hacia el sur. Es una falla de desplazamiento de rumbo sinistral con dirección N 40° a 45° W y buzamiento de 80° E.

Hacia la zona norte en la abscisa km0+100 de la vía por manto Piedro en el nivel 300, el espesor del manto se redujo de 1,10m a 0,20m, situación que se presenta por algunas fallas de desplazamiento en la zona. En el nivel 400 la vía por manto bolas a la altura de la abscisa km0+523 se tiene una falla local en dirección del rumbo N47W, desplazando el manto cerca 6m horizontalmente (ver plano 3). Esta falla favorece el flujo de agua debido al plegamiento de los estratos.

#### **4.3 RECONOCIMIENTO DE DAÑOS Y DEFORMACIONES**

Se observa afectación sobre el sostenimiento debido a la relajación de esfuerzos ocasionada por la construcción de los niveles y el gran fracturamiento de las rocas, conformando cuñas las cuales generan presiones puntuales sobre ciertas zonas. La presencia de agua confirma la afectación mencionada sobre los arcos debido al incremento del peso específico de la arcillolita. Cabe resaltar que la deformación en materiales como la arcillolita es constante debido a la plasticidad, humedad y temperatura.

Según el estado actual en general y de servicios, se quiere conocer la influencia de las presiones para proponer labores de recuperación, conservar las vías y seguir realizando labores mineras para la explotación del mineral. En el recorrido por los niveles, se determinó que la afectación sobre el sostenimiento es debido a desprendimiento de rocas en los laterales y presencia de agua, lo que lleva a la pérdida de sección de las vías (ver foto 3 y 4).

Por el estado de estabilidad observado y la disminución de sección, además de las filtraciones de agua en algunas zonas, es necesario conocer las propiedades geomecánicas del macizo rocoso, el estado tensional y el comportamiento en las zonas afectadas de la mina.

El nivel 300 presenta en su longitud de vías ya sea por el manto La gemela, Bolas y Piedro hinchamiento de piso y presiones en techo; mientras que en el nivel 400 en la vía por manto Bolas, se identificaron tres zonas críticas donde se presenta alta deformación en la excavación. Estas zonas están comprendidas entre las abscisas (ver plano 3):

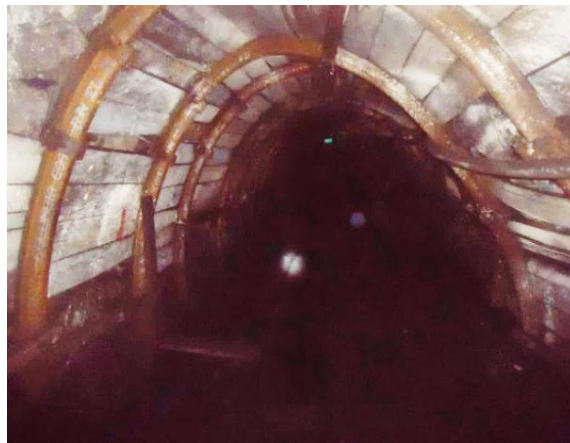
- KM0+68 - KM0+88, Zona crítica 1
- KM0+106 - KM0+200 Zona crítica 2 y
- KM0+277 - KM0+354 Zona crítica 3.

**Foto 3.** Sección normal en las vías.



**Fuente:** Datos de estudio.

**Foto 4.** Perdida de sección en las vías.



**Fuente:** Datos de estudio.

#### **4.4 FLUJO DE AGUA EN LOS NIVELES DE LA MINA**

El flujo de agua hacia el interior de la excavación a favor de fractura, es una condición que está directamente relacionada con la resistencia de la matriz

rocosa. Este flujo da lugar a una tensión o presión hidrostática que se ejerce sobre las rocas con una magnitud igual en todas las direcciones<sup>2</sup>.

El nivel freático de la zona no fue posible identificarse por medio de la perforación realizada en la zona de estudio (ver plano 3). El agua presente en la mina es gracias a aguas subterráneas de minas vecinas que se encuentran a una cota más alta y fluye el agua hacia el interior de la mina, afectando los niveles de explotación.

Se evidencian filtraciones de agua por el respaldo de techo del manto Piedro, actualmente no se tiene en el nivel 400 vías construidas por este manto pero en labores antiguas hacia la zona norte en este mismo nivel el flujo de agua es considerable. Es evidente que la presión hidrostática es consecuente y provoca daños al sistema de sostenimiento (arcos y forro) en las vías construidas por manto bolas ya que la única salida del flujo de agua es por el techo de este manto.

Esta condición provoca desprendimiento de rocas a causa del debilitamiento de la matriz rocosa al rellenarse de agua los poros, lo que hace que la resistencia tanto de la roca como del macizo rocoso sea menor.

#### **4.5 ZONIFICACIÓN Y ZONAS ESPECIALES**

Si bien la zonificación es una importante herramienta para implementar tipos de sostenimiento por sectores, la heterogeneidad geomecánica del macizo solo permite determinar un área de influencia para cada punto estudiado. Existen zonas de gran fracturamiento o fallamiento o con gran flujo de agua, las cuales ameritan un tratamiento particular, debido a esto en la mina se ha venido implementando un apoyo al sostenimiento buscando controlar la deformación a los arcos.

Las zonas de afectación por la inestabilidad de las paredes en el nivel 400 son determinadas como zonas críticas (ver plano 3), las cuales presentan problemas de desprendimiento de rocas tanto en techo como de las paredes, reducción de la sección de la vía, filtraciones de agua y zonas que requieren un soporte especial en polígonos (sostenimiento en madera) que permita mantener la sección necesaria para el transporte (ver foto 5). Es posible que este fenómeno es producto del plegamiento progresivo de los estratos arcillosos que ganaron

---

<sup>2</sup> GONZALES DE VALLEJO, Luis. Ingeniería Geológica. Pág. 140.

humedad y posteriormente un reblandecimiento debido al aporte de agua en la bóveda y los lados adyacentes.

**Foto 5.** Sostenimiento especial en zonas críticas.



**Fuente:** Datos de estudio.

Las labores de mantenimiento de este nivel se realizan regularmente y consiste en:

- Reemplazar la madera en mal estado de los polígonos.
- Recoger el material estéril, producto del desprendimiento de rocas de las paredes y techo.
- Limpiar la cuneta.
- Desagüe del nivel.
- Rebaje el piso.
- Cambio de rieles.

Lo anterior se realiza debido a que el nivel es utilizado como vía principal de transporte de mineral y teniendo en cuenta que será el nivel superior del siguiente nivel de explotación.

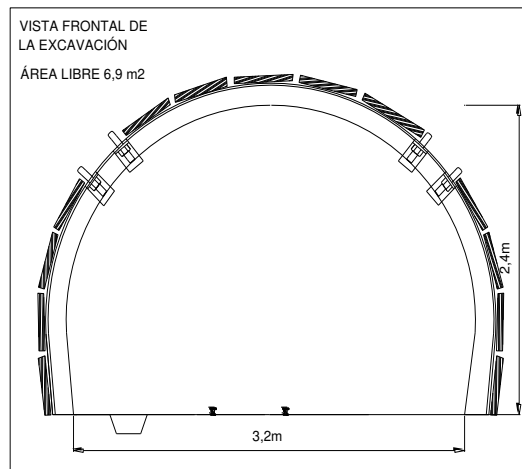
#### **4.6 CONTROL Y REGISTRO DEL COMPORTAMIENTO DE LA DEFORMACIÓN**

El control y registro es el resultado de las mediciones de alto y ancho de la excavación, durante dos periodos cada 3 meses, con el fin de relacionar la

convergencia de las vías y el comportamiento del sostenimiento. Los datos fueron tomados cada 12,5 m (ver anexo B, cuadro 2).

El punto de comparación son las medidas de alto de la excavación de 2,4m y ancho 3,2m (ver figura 15), luego de realizada la operación de perforación, voladura, descargue y sostenimiento del frente.

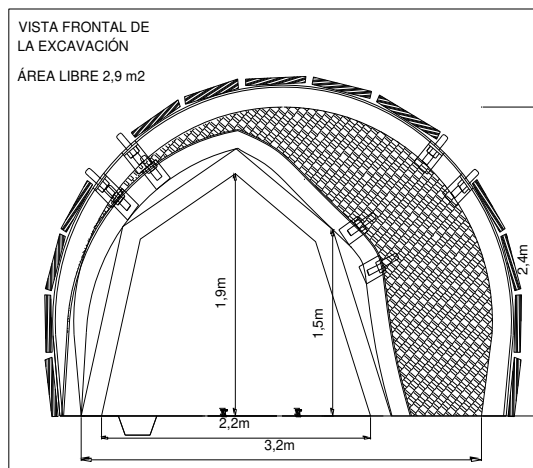
**Figura 15.** Área libre inicial de la excavación.



**Fuente:** Datos de estudio.

La sección de la vía en las zonas críticas donde ya ha ocurrido un proceso de deformación (ver figura 16). Permitiendo el paso restringido de la locomotora y de personal.

**Figura 16.** Área libre luego del proceso de deformación.



**Fuente:** Datos de estudio.

#### 4.7 PRUEBAS DE LABORATORIO

Se extrajeron muestras representativas de la roca encajante de los mantos por ser la litología influyente en la construcción y operación de la mina. El tamaño y tipo de la muestra requerida dependió de los ensayos que se efectuaron para el estudio. Cada muestra se identificó indicando la profundidad a la cual fue tomada, además de las coordenadas y manto al cual pertenecía.

Se realizaron ensayos encaminados a determinar la resistencia de la roca a esfuerzos de compresión simple y ensayos de ultrasonido. Los ensayos se realizaron en 60 probetas de roca las cuales fueron ensayadas en el laboratorio de mecánica de suelos y rocas de la Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia con el instituto de recursos minero energéticos, IRME (ver anexo C, cuadro 3 y 4).

#### 4.8 CLASIFICACIONES GEOMECHANICAS

- **Índice de calidad de la roca (RQD).** Este factor condiciona el comportamiento y las propiedades resistentes y deformacionales. Generalmente el grado de fracturación se expresa por el valor del índice **RQD** (rock quality designation) que se mide en testigos de sondeo:

$$RQD = \frac{\sum \text{longitud fragmentos} \geq 10 \text{ cm}}{\text{longitud total perforada}} * 100 \quad (1)$$

Los estudios realizados por JOHN T. BOYD COMPANY contratados por la empresa COLUMBIA COAL COMPANY S.A., por medio de perforaciones permitieron obtener el valor RQD del macizo rocoso, el cual es de 54%.

De acuerdo al índice RQD obtenido, la calidad del macizo rocoso se determina (ver cuadro 4):

**Cuadro 4.** Clasificación del macizo rocoso según el índice RQD.

RQD%	Calidad
<25	Muy mala
25-50	Mala
<b>50-75</b>	<b>Media</b>
75-90	Buena
90-100	Muy buena

**Fuente:** GONZALEZ DE VELLEJO, Luis. Ingeniería geológica. 2002. Pág. 326.



Según esto el valor del RQD del macizo rocoso en estudio está dentro del rango 50 - 75%, es decir que el macizo es de calidad **media**.

Este índice también puede estimarse a partir de correlaciones empíricas como la Palmstrom, 1975 (en ISRM, 1981):

$$RQD = 115 - 3,3 J_v \quad \text{para } J_v > 4,5 \quad (2)$$

$$RQD = 100 \quad \text{para } J_v = 4,5 \quad (3)$$

El parámetro  $J_v$ , representa el número total de las discontinuidades que interceptan a una unidad de volumen ( $1 \text{ m}^3$ ) del macizo rocoso:

$$J_v = \sum \frac{n^\circ \text{ de discontinuidades}}{\text{longitud medida}} \quad (4)$$

Según el número de discontinuidades en  $1 \text{ m}^3$ , se describe el tamaño de los bloques en función del parámetro  $J_v$ , así (ver cuadro 5):

**Cuadro 5.** Descripción del tamaño de bloque en función del número de discontinuidades. (ISMR, 1981).

Descripción	$J_v$ (discontinuidades/m3)
<b>Bloques muy grandes</b>	<1
<b>Bloques grandes</b>	1 - 3
<b>Bloques de tamaño medio</b>	3 - 10
<b>Bloques pequeños</b>	<b>10 - 30</b>
<b>Bloques muy pequeños</b>	>30

**Fuente:** GONZALEZ DE VELLEJO, Luis. Ingeniería geológica. 2002. Pág. 257.

Del cuadro 6, el macizo rocoso presenta bloques pequeños. Lo que se evidencia en las labores mineras existentes.

Se encontró que en 5m se tienen aproximadamente 20 bloques, lo que permite determinar el RQD a partir del parámetro  $J_v$ , aplicando la ecuación 2:

$$RQD = 115 - 3,3 * 20 = 49$$

Para el estudio se tendrá en cuenta este valor, RQD de **49**. Debido a que al momento de hacer la perforación el macizo se encontraba inalterado y no tiene en



cuenta el cambio de estado de las discontinuidades al realizar la explotación. La clasificación del macizo rocoso según el índice RQD obtenido, corresponde entonces a un macizo de **mala calidad** (ver cuadro 5).

• **Clasificación Geomecánica RMR.** Bieniawski 1989. Este método se desarrolló para estimar el sostenimiento en túneles en función del RMR de calidad geotécnica<sup>3</sup> (ver anexo D, cuadro 5). Los parámetros geomecánicos que se tienen en cuenta para esta clasificación son:

- Resistencia uniaxial de la matriz rocosa.
- Grado de fracturación en términos del RQD.
- Espaciado de las discontinuidades.
- Condiciones de las discontinuidades.
- Condiciones hidrogeológicas.

Una vez obtenidas las puntuaciones de estos cinco parámetros de la clasificación (ver cuadro 6), se obtiene el valor numérico que indica la clasificación del macizo rocoso.

**Cuadro 6.** Valuación para el cálculo del RMR.

PARÁMETRO	VALOR O DESCRIPCIÓN		
	Manto La Gemela	Manto Bolas	Manto Piedro
<b>Resistencia a la compresión</b>	321,3 Kg/cm <sup>2</sup>	318,2 Kg/cm <sup>2</sup>	260,0 Kg/cm <sup>2</sup>
<b>VALUACIÓN</b>	15	15	15
<b>RQD</b>	60,8%	35,8%	49%
<b>VALUACIÓN</b>	13	6	6
<b>Espaciamiento de las discontinuidades</b>	0.06 – 0,2 m	0.2 – 0.6 m	0.2 – 0.6 m
<b>VALUACIÓN</b>	8	10	10
<b>Estado de las discontinuidades</b>	Longitud de discontinuidad >20, abertura de 0,1 a 1mm, rugosidad ondulada lisa, ligeramente alterada.	Longitud de discontinuidad >20, abertura de 0,1 a 1mm, rugosidad ondulada lisa, ligeramente alterada.	Longitud de discontinuidad >20, abertura de 0,1 a 1mm, rugosidad ondulada lisa, ligeramente alterada.
<b>VALUACIÓN</b>	13	13	13
<b>Aguas subterráneas</b>	Húmedo	Húmedo	Goteando
<b>VALUACIÓN</b>	10	10	4
<b>VALUACIÓN TOTAL</b>	61	56	50

**Fuente:** Datos de estudio.

<sup>3</sup> KARZULOVIC, Antonio. sistemas de calificación y clasificación geotécnica de macizos rocosos método del índice RMR. 2006.

El cálculo del RMR permite estimar los parámetros de resistencia y deformabilidad del macizo y establecer el posible comportamiento frente a las excavaciones.

- **Clasificación Geomecánica RMRM (Mining Rocks Mass Rating).** El valor obtenido con el índice RMR se modifica de acuerdo al rumbo y buzamiento de las discontinuidades, con respecto a la obra que se desea construir. La orientación del sistema de discontinuidades en la mina Tauro se presentan paralelas al eje del túnel con buzamiento de 45° a 90° (ver figuras 10, 11 y 12). La corrección según el índice RMRM indica un ajuste, muy desfavorable para la construcción de las vías (ver cuadro 7).

**Cuadro 7.** Corrección por orientación de las discontinuidades en el túnel.

Dirección perpendicular al eje del túnel				Dirección paralela al eje del túnel		Buzamiento 0°-20° Cualquier dirección
Excavación con buzamiento		Excavación contra buzamiento				
Buz. 45°-90°	Buz. 20°-45°	Buz. 45°-90°	Buz. 20°-45°	Buz. 45°-90°	Buz. 20°-45°	
Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy desfavorable	Media	Desfavorable
0	-2	-5	-10	-12	-5	-5

**Fuente:** GONZALES DE VALLEJO, Luis. Ingeniería Geológica. Pág. 233.

Para considerar el efecto de la orientación de las excavaciones  $\Delta RMR$  por cualquiera de los mantos, se ajusta este valor del índice  $RMR_{IN SITU}$  mediante la ecuación 5 (ver cuadro 8):

$$RMRM = RMR_{IN SITU} - \Delta RMR \quad (5)$$

**Cuadro 8.** Clasificación RMRM.

Manto	RMR in situ	$\Delta RMR$	RMRM
<b>La gemela</b>	61	12	49
<b>Bolas</b>	56	12	44
<b>Piedro</b>	50	12	38

**Fuente:** Datos de estudio.

La clasificación del macizo rocoso de acuerdo al índice RMR y RMRM, es de clase III lo que indica que es de **calidad media** (ver cuadro 9).

**Cuadro 9.** Clasificación del macizo según el RMR.

<b>Clasificación RMR</b>					
Clase	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy buena	Buena	<b>Media</b>	Mala	Muy mala
Puntuación	100-81	80-61	<b>60-41</b>	40-21	<20

**Fuente:** GONZALES DE VALLEJO, Luis. Ingeniería Geológica. Pág. 233.

Las características geotécnicas según la calidad del macizo (ver cuadro 10), da un punto de partida para determinar el tiempo que la excavación puede durar sin sostenimiento según el claro activo a lo largo de la construcción de las vías y mientras sean utilizadas como vías acompañantes de la explotación y operación minera.

**Cuadro 10.** Características Geotécnicas.

<b>CLASE</b>	<b>I</b>	<b>II</b>	<b>III</b>	<b>IV</b>	<b>V</b>
Tiempo de sostenimiento y claro activo	20 años con 15 m de luz	1 año con 10 m de luz	<b>1 semana 5 m de luz</b>	10 horas con 2,5 m de luz	30 min. Con 1 m de luz
Cohesión	>4 kg/cm <sup>2</sup>	3-4 kg/cm <sup>2</sup>	<b>2-3 kg/cm<sup>2</sup></b>	1-2 kg/cm <sup>2</sup>	<1 kg/cm <sup>2</sup>
Ángulo de fricción	> 45°	35° - 45°	<b>25° - 35°</b>	15° - 25°	15°

**Fuente:** GONZALES DE VALLEJO, Luis. Ingeniería Geológica. Pág. 233.

El tiempo de sostenimiento y claro activo será de 1 semana y 5 m de luz. Esta característica geotécnica expresada en el cuadro 10, no se acerca a la situación actual de la mina. Las condiciones en las que la excavación queda después de realizar la perforación y voladura como método de arranque del material en las vías y con un avance de 1,6m por turno, no permiten avanzar más de un turno sin sostener. Por lo que el sostenimiento se coloca inmediatamente que el material volado se evacua del frente.

- **Índice geológico de resistencia (GSI).** Fue desarrollado por Hoek en 1994. Este índice se determina en base a dos parámetros que definen la resistencia y deformabilidad de los macizos rocosos: la calidad del macizo rocoso en función del grado y las características de la fracturación, estructura geológica, tamaño de bloques y alteración de las discontinuidades.<sup>4</sup>

<sup>4</sup> Ingeniería Geológica, Luis Gonzales de Vallejo, pág. 195.

$$GSI = RMR_{(89)} - 5 \quad (6)$$

De los datos tomados en campo y aplicando la ecuación 7 (ver cuadro 11), se determinó que las discontinuidades presentan rugosidad ondulada lisa con poca meteorización y existen dos familias de discontinuidades y algunas ocasionales. Este parametro indica que el macizo rocoso se encuentra parcialmente alterado, superficies ligeramente rugosas y con baja meteorización, la denominación correspondiente es **buena** en cuanto a condiciones de las superficies de las fisuras. Mientras que para la estructura la roca se evalúa como **muy blocosa** (ver anexo D, figura 1).

**Cuadro 11.** Indice GSI.

Manto	GSI
La gemela	56
Bolas	51
Piedro	45

**Fuente:** Datos de estudio.

- **Índice Q.** Barton et al 1974. Al igual que el RMR esta clasificación se desarrolló para estimar el sostenimiento de túneles en función del índice Q. (ver anexo D, cuadro 6).

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF} \quad (7)$$

Dónde:

- RQD (rock quality designation).
- J<sub>n</sub>: índice diaclasado que indica el grado de fracturación del macizo rocoso.
- J<sub>r</sub>: índice de rugosidad de las discontinuidades o juntas.
- J<sub>a</sub>: índice que indica la alteración de las discontinuidades.
- J<sub>w</sub>: coeficiente reductor por la presencia de agua.
- SFR: (stress reduction factor): coeficiente que tienen en cuenta la influencia del estado tensional del macizo rocoso.

Los tres factores de la expresión representan:

- $\frac{RQD}{J_n}$ : El tamaño de los bloques.

- $\frac{J_r}{J_a}$ : La resistencia la corte entre los bloques.
- $\frac{J_w}{SRF}$ : La influencia del estado tensional.

Los valores expresados para los parámetros  $J_r$  y  $J_a$  se aplican a las familias de diaclasas o discontinuidades que son menos favorables con relación a la estabilidad, tanto por la orientación de las mismas como por su resistencia al corte (ver cuadro 12):

**Cuadro 12.** Valuación para el cálculo del índice Q.

PARAMETRO	MANTO LA GEMELA	MANTO BOLAS	MANTO PIEDRO
<b>RQD</b>	Media	Mala	Mala
<b>Valuación</b>	60,8	35,8	49
<b>Jn</b>	Tres familias de diaclasas	Una familia y algunas diaclasas ocasionales	Una familia y algunas diaclasas ocasionales
<b>Valuación</b>	9	3	3
<b>Jr</b>	Diaclasas onduladas, lisas.	Diaclasas onduladas, lisas.	Diaclasas onduladas, lisas.
<b>Valuación</b>	2	2	2
<b>Ja</b>	Planos de discontinuidad inalterados, superficies ligeramente manchadas	Planos de discontinuidad inalterados, superficies ligeramente manchadas	Planos de discontinuidad inalterados, superficies ligeramente manchadas
<b>Valuación</b>	1	1	1
<b>Jw</b>	Excavaciones secas o pequeñas afluencias, inferiores a 5 l/min, de forma localizada	Afluencia importante o presión alta en rocas competentes con discontinuidades sin relleno	Afluencia importante o presión alta en rocas competentes con discontinuidades sin relleno
<b>Valuación</b>	1	0,5	0,5
<b>SRF</b>	Múltiples zonas de fracturas en roca competente (libre de arcillas), roca de contorno suelta (a cualquier profundidad)	Múltiples zonas de fracturas en roca competente (libre de arcillas), roca de contorno suelta (a cualquier profundidad)	Múltiples zonas de fracturas en roca competente (libre de arcillas), roca de contorno suelta (a cualquier profundidad)
<b>Valuación</b>	7,5	7,5	7,5
<b>TOTAL VALUACIÓN INDICE Q</b>	1,8	1,6	2,2

**Fuente:** Datos de estudio.

El índice Q varía entre 0,001 y 1000. Los valores obtenidos según los parámetros característicos del índice de Q de Barton permiten conocer la calidad del macizo rocoso (ver cuadro 13):

**Cuadro 13.** Calidad del macizo rocoso según el índice Q.

PUNTUACIÓN	CALIDAD DE LA ROCA
0,001 y 0,01	Roca excepcionalmente mala.
0,01 y 0,1	Roca extremadamente mala
0,1 y 1	Roca muy mala.
1 y 4	Roca media
10 y 40	Roca buena
40 y 100	Roca muy buena
100 y 400	Roca extremadamente buena
400 y 1000	Roca excepcionalmente buena

**Fuente:** GONZALES, Luis. Ingeniería geológica. Capítulo 10. Túneles, pág. 508.

El índice Q promedio es de 1,9, según el cuadro 14 indica que la calidad de la roca del macizo rocoso es **media**. Es importante tener en cuenta las zonas que por su litología y estratificación se convierten en zonas críticas especialmente en las vías por manto bolas en el cual se presenta una familia de discontinuidades y algunas ocasionales, un importante flujo de agua y es el que posee el índice de calidad de la roca más bajo (RQD 35).

#### 4.9 RECOMENDACIONES DEL SOSTENIMIENTO CON BASE EN LAS CLASIFICACIONES GEOMECÁNICAS

Existen métodos empíricos que proporcionan una aproximación al sostenimiento de los túneles y no se consideran un método de cálculo; sin embargo pueden ser muy útiles en macizos rocosos fracturados, y como medio de establecer las propiedades del macizo rocoso y el sostenimiento requerido. Los métodos empíricos para el cálculo del sostenimiento se basan en las clasificaciones RMR y Q.

**4.9.1 Recomendaciones del índice RMR.** A partir del RMR puede estimarse la longitud de pase (longitud de avance sin sostenimiento) y la carga de roca o presión sobre el sostenimiento se puede estimar según la expresión:

$$P = \frac{100 - RMR}{100} \gamma B \quad (8)$$

Dónde:

P: Presión sobre el sostenimiento (Ton).

$\gamma$ : Peso específico de la roca (Ton/m<sup>3</sup>).

B: Ancho de la excavación (m).

**Cuadro 14** Presión sobre el sostenimiento.

Vía por manto	RMR	Peso específico de la roca (MN/m <sup>3</sup> )	B (m)	Presión sobre el sostenimiento (Ton)
Bolas	37	0,026	3,2	5,2
Piedro	34	0,026	3,2	5,5

**Fuente:** Datos de estudio.

La carga sobre el sostenimiento será de  $5,5 \frac{ton}{m^2}$  aproximadamente (ver cuadro 14) por lo que se debe considerar este valor al momento de diseñar el sostenimiento de las vías. Sin embargo es necesario realizar cálculos por métodos analíticos que permitan considerar el comportamiento de las excavaciones respecto a la presión y deformación al macizo.

De acuerdo a la calidad del macizo rocoso (mala, tipo IV) según RMR, los avances deben ser de 1 a 1,5m con sostenimiento inmediato del frente y completar sostenimiento a menos de 10m del frente (ver anexo D, cuadro 7).

**4.9.2 Recomendaciones del Q-system.** Al relacionar el valor del índice Q con las necesidades de estabilidad y soporte de las excavaciones subterráneas, Barton et al (1974) define un parámetro adicional que se denomina la dimensión equivalente,  $De$ , de la excavación. Esta dimensión se obtiene dividiendo el ancho de la excavación (ver figura 14) por una cantidad denominada Ratio de Apoyo a la Excavación, ESR (ver anexo D, cuadro 8). Por lo tanto:

$$De = \frac{\text{anchura, diametro o altura (m)}}{ESR} \quad (9)$$

$$De = \frac{3,2 \text{ m}}{1,8} = 1,8 \text{ m}$$

Barton et al. (1980) proporcionan información adicional sobre la longitud de los vanos máximos no soportados y las presiones de soporte del techo.

- Máximo vano sin sostener (longitud de pase,  $lp$ ):

$$lp = 2 * ESR * Q^{0,4} \quad (10)$$

Basándose en los análisis de los registros de casos, Grimstad y Barton (1993) sugieren que la relación entre el valor de  $Q$  y la prueba permanente de presión de apoyo del techo se estima a partir de  $P_r$ :

Para macizos con menos de tres familias de discontinuidades:

$$P_r = \frac{2\sqrt{Jn}}{3Jr^3\sqrt{Q}} \quad (11)$$

Para macizos con tres familias o más familias de discontinuidades:

$$P_r = \frac{2}{Jr^3\sqrt{Q}} \quad (12)$$

El macizo rocoso, caso de estudio, tiene un sistema de discontinuidades con tres familias de discontinuidades.

- Carga de roca en hastiales  $P_h$

$$\text{Para } Q > 10 \quad P_h = 5Q \quad (13)$$

$$\text{Para } 0,1 < Q < 10 \quad P_h = 2,5 Q \quad (14)$$

$$\text{Para } Q < 0,1 \quad P_h = Q \quad (15)$$

El índice  $Q$  está comprendido en  $0,1 < Q < 10$ , entonces  $P_h = 2,5 Q$

El cuadro 15 muestra los parámetros necesarios para estimar el sostenimiento a partir del ábaco planteado por Barton (ver anexo D, figura 2). El sostenimiento recomendado representa las condiciones del macizo, pero no tiene en cuenta el proceso tenso deformacional.

**Cuadro 15.** Tipo de sostenimiento según el índice  $Q$ .

Vía por manto	Índice $Q$	Longitud sin sostén (m)/ESR	Espesor del concreto (mm)	Longitud /separación de pernos (m)	Tipo de sostenimiento
<b>Bolas</b>	1,6	2,4	0	1,5/1,3	2
<b>Piedro</b>	2,2	2,7	0	1,5/1,3	2

**Fuente:** Datos de estudio.



La longitud máxima que se puede avanzar según este método, sin colocar sostenimiento es de 2,6m. Este valor supera lo que efectivamente se puede avanzar sin sostenimiento. El estado del terreno no garantiza las condiciones de seguridad para realizar las actividades en los frentes de avance.

La estimación del sostenimiento con la clasificación RMR, utiliza fuerza de compresión directamente, mientras que Q sólo considera la fuerza como se relaciona con el estrés in situ en la roca competente (ver cuadro 16). Ambos métodos tratan de la geología y la geometría de la masa rocosa, pero de manera ligeramente diferentes. Ambos consideran el agua subterránea, y ambos incluyen algún componente de la fuerza material de la roca. La mayor diferencia entre los dos es la falta de un parámetro de tensión en el sistema RMR<sup>5</sup>.

**Cuadro 16.** Presión sobre sostenimiento según índice RMR Y Q.

	<b>Sistema RMR</b>	<b>Sistema Q</b>			
<b>Vía por manto</b>	<b>carga sobre la clave (Ph)</b>	<b>Ancho de la excavación</b>	<b>Longitud de pase</b>	<b>carga sobre la clave (Pr)</b>	<b>carga en los hastiales (Ph)</b>
	ton/m <sup>2</sup>	M	m	ton/m <sup>2</sup>	ton/m <sup>2</sup>
<b>Bolas</b>	5,2	3,2	4,3	0,9	4,0
<b>Piedro</b>	5,5		4,9	0,8	5,5

**Fuente:** Datos de estudio.

#### 4.10 ANÁLISIS DE ESTABILIDAD ESTRUCTURALMENTE CONTROLADO

Se presenta el análisis realizado a lo largo de los túneles principales por manto Bolas y manto Piedro, referente específicamente al debilitamiento que se generan por su interacción geométrica en la periferia de la excavación y los planos estructurales (discontinuidades).

Con el fin de establecer cuñas y/o bloques potencialmente inestables, la forma y el volumen de estos, al igual que establecer la incidencia de estabilidad en los niveles, se realizó este análisis mediante el software Unwedge, que está diseñado para el análisis de cuñas o bloques que se generan en una obra subterránea. El modelo de las cuñas se realizó para el nivel 300 y 400. En las figuras 17 y 18, se muestran las cuñas alrededor de la excavación. Los datos del factor de seguridad y peso de la cuña se muestran en el cuadro 17.

<sup>5</sup> Rock Engineering. Course notes. Evert Hoek. Capítulo 3, pág. 58.

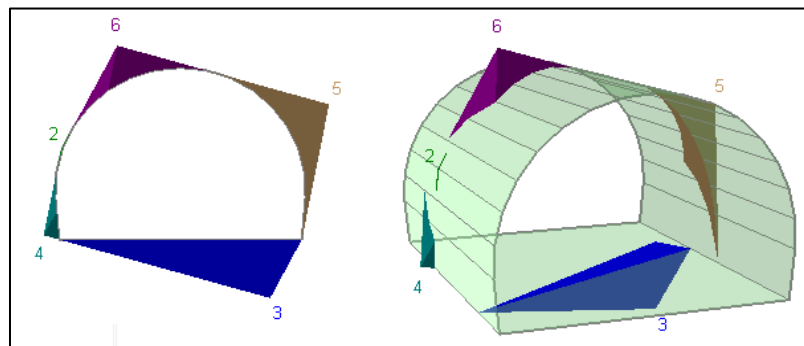
Las cuñas generadas por manto bolas, muestra las condiciones de un bloque que se generan por la excavación. Debido a la intersección de planos, lo que permite identificar las condiciones que pueden estar afectando los costados de la sección.

**Cuadro 17.** Factor de seguridad y peso de las cuñas formadas alrededor de la excavación.

Manto	Cuña superior izquierda (6)		Cuña superior derecha		Cuña Piso (3)		Cuña inferior izquierda	
	Peso Cuña (Ton)	FS	Peso Cuña (Ton)	FS	Peso Cuña (Ton)	FS	Peso Cuña (Ton)	FS
Bolas	0,0	1537,0	0,4	269,0	1,0	estable	0,025	681,077
	0,2	179,1	-	-	-	-	-	-
Piedro	2,6	130,9	0,0	2898,8	4,8	estable	-	-

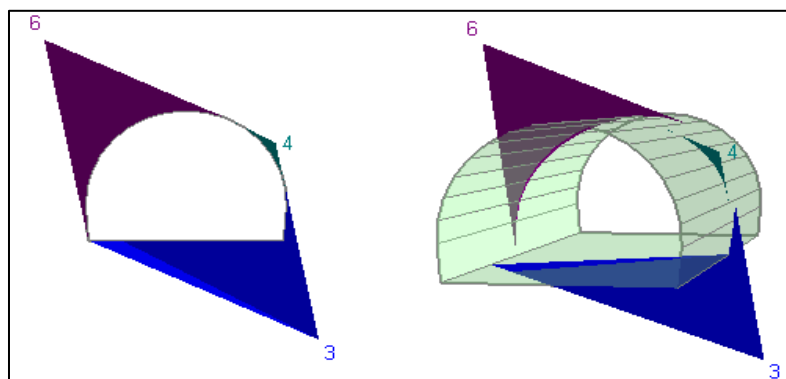
**Fuente:** Datos de estudio. Software unwedge.

**Figura 17.** Cuñas formadas por la excavación manto Bolas.



**Fuente:** Datos de estudio. Software unwedge.

**Figura 18.** Cuñas formadas por la excavación manto Piedro.



**Fuente:** Datos de estudio. Software unwedge.

## 5 ESTADO DE ESFUERZOS EN EL MACIZO ROCOSO

### 5.1 ESFUERZOS NATURALES

Las tensiones en el interior del macizo rocoso son producidas por fuerzas tectónicas y las debidas al propio peso del material según la profundidad de la excavación. La estabilidad de las excavaciones subterráneas depende directamente de la magnitud y orientación de las tensiones, siendo fundamental el conocimiento del estado tensional “in situ”.

La relación de esfuerzos se define como el cociente entre el esfuerzo horizontal y el vertical es de gran utilidad al calcular el estado de esfuerzos en un punto o en una zona, matemáticamente se expresa como:

$$k = \frac{\sigma_h}{\sigma_v} \quad (16)$$

Dónde:

$\sigma_h$  : Esfuerzo medio horizontal (MPa).

$\sigma_v$ : Esfuerzo vertical (MPa).

El esfuerzo vertical y horizontal que empieza a actuar sobre un sólido homogéneo, elástico e isótropo, y sometido a la acción de la gravedad en un punto bajo tierra situado a determinada profundidad, estará sometido a una presión vertical  $\sigma_v$

$$\sigma_v = \sigma_y = \gamma \cdot h \quad (17)$$

Dónde:

$\sigma_v$ : Esfuerzo vertical

$h$ : Profundidad (m)

$\gamma$ : Peso específico de las rocas (MN/m<sup>3</sup>)

Como el esfuerzo vertical  $\sigma_v$  tiende a producir una deformación transversal que no puede producirse debido a que la roca no es libre de expandirse (el terreno no puede dilatarse horizontalmente), se tiene un esfuerzo lateral  $\sigma_h$ . En el caso de las rocas, debido al espesor de los estratos y a la profundidad, existe una gran influencia de los esfuerzos tectónicos en el esfuerzo horizontal.

$$\sigma_h = \sigma_x = k \cdot \sigma_v \quad (18)$$

Dónde:

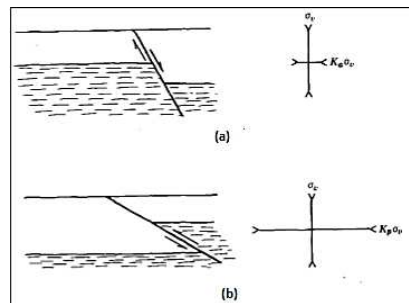
$\sigma_h$ : Esfuerzo horizontal

K: constante

$\sigma_v$ : Esfuerzo vertical

La zona de estudio está afectada por la presencia de las fallas de Cucunubá y Neumocón, que son de cabalgamiento<sup>6</sup>. Según Goodman<sup>7</sup> la tensión horizontal podría situarse en cualquier parte del rango de valores entre los extremos  $k_a \sigma_v$  y  $k_p \sigma_v$ .

**Figura 19.** Tensiones en una falla normal e inversa.



**Fuente:** Richard E. Goodman. Introduction a rock mechanics. Pág. 109.

$K_a$  corresponde a las condiciones para la falla normal (ver figura 18a), en la que la tensión vertical es la tensión principal mayor y la falla es por extensión horizontal. Suponiendo que la ley de Coulomb:

$$k_a = ctg^2 \left( 45 + \frac{\phi}{2} \right) - \left[ \left( \frac{q_u}{\gamma} \right) ctg^2 \left( 45 + \frac{\phi}{2} \right) \right] \frac{1}{Z} \quad (19)$$

$K_p$  corresponde a las condiciones para la falla inversa (figura 18b), en la que la tensión vertical es la tensión principal menor y la falla es por compresión horizontal:

$$k_p = tng^2 \left( 45 + \frac{\phi}{2} \right) + \frac{q_u}{\gamma} \frac{1}{Z} \quad (20)$$

Dónde:

$\phi$ : Ángulo de fricción interna del macizo rocoso.

$q_u$ : Resistencia a la compresión simple de la roca intacta.

<sup>6</sup> Una falla de cabalgamiento es un tipo de falla inversa, en el que las rocas de posición estratigráfica inferior son empujadas hacia arriba, por encima de los estratos más recientes.

<sup>7</sup> Richard E. Goodman. Introduction a rock mechanics. Capítulo 4, pág. 106-108.

$\gamma$ : Peso unitario de la roca intacta.

Z: Profundidad.

Aplicando la ecuación 22, los valores de  $k_p$  en este caso para fallas inversas, que es el tipo de tectónica predominante en la zona de estudio son (ver cuadro 18):

**Cuadro 18.** Relación de esfuerzos según Goodman.

Localización		Kp			Ka	
		$tng^2\left(45+\frac{\phi}{2}\right)$	$q_u/(\gamma * z)$	Kp	Ka	1/Kp
N 300		3,03	5,46	8,5	-1,47	0,12
Nivel 400	Zona 1	2,80	4,15	6,9	-1,13	0,14
	Zona 2	2,78	4,05	6,8	-1,10	0,15
	Zona 3	2,71	3,75	6,5	-1,01	0,15

**Fuente:** Datos de estudios.

El valor de los esfuerzos in situ del nivel 300 y las zonas críticas del nivel 400, se muestran en el cuadro 19. Se consideró necesario analizar estos puntos detalladamente de acuerdo a la profundidad y condiciones de esfuerzos a las que se encuentran.

**Cuadro 19.** Magnitud del esfuerzo vertical y horizontal.

Parámetro	peso unitario (MN/m <sup>2</sup> )	Profundidad (m)	Relación k	$\sigma_v$ (MPa)	$\sigma_h$ (MPa)
N300	0,026	210	3,03	5,5	16,6
ZONA 1	0,026	276	2,80	7,2	20,1
ZONA 2	0,026	283	2,78	7,4	20,4
ZONA 3	0,026	306	2,71	8,0	21,6

**Fuente:** Datos de estudio.

El esfuerzo horizontal es mayor que el vertical, considerando que son proporcionales a la profundidad y se mantienen; lo cual se correlaciona con lo mencionado por Goodman, de acuerdo a la influencia de esfuerzos naturales de tipo tectónico.

- **Estado de esfuerzos.** Muchos problemas en la teoría de la elasticidad pueden resolverse al considerar un estado de esfuerzos bidimensional<sup>8</sup>, es decir, los planos principales de esfuerzo, y los esfuerzos normales que actúan sobre

<sup>8</sup> CORREA, Álvaro. Mecánica de rocas. Teoría de la elasticidad y elementos finitos. Universidad Nacional de Colombia. 1992. Pág. 10.

dichos planos son las tensiones principales. La mayor de las tensiones es  $\sigma_1$ , la intermedia es  $\sigma_2$  y la menor es  $\sigma_3$ :  $\sigma_1 > \sigma_2 > \sigma_3$

La figura 20 muestra un elemento bidimensional que está siendo sometido a esfuerzos normales y esfuerzo cortante. Para determinar la tensión normal y la tensión del cortante en un plano EF que forma un ángulo  $\theta$  con el plano AB, se considera el diagrama de cuerpo libre del EFB mostrado en la figura 20b. Sea  $\sigma_n$  y  $\tau$  el esfuerzo normal y el esfuerzo cortante, respectivamente, en el plano EF.

- Cálculo de los esfuerzos normal y tangencial actuando sobre un plano.

$$\sigma_n = \frac{1}{2}(\sigma_x + \sigma_y) + \frac{1}{2}(\sigma_x - \sigma_y) \cos 2\theta + \tau_{xy} \sin 2\theta \quad (21)$$

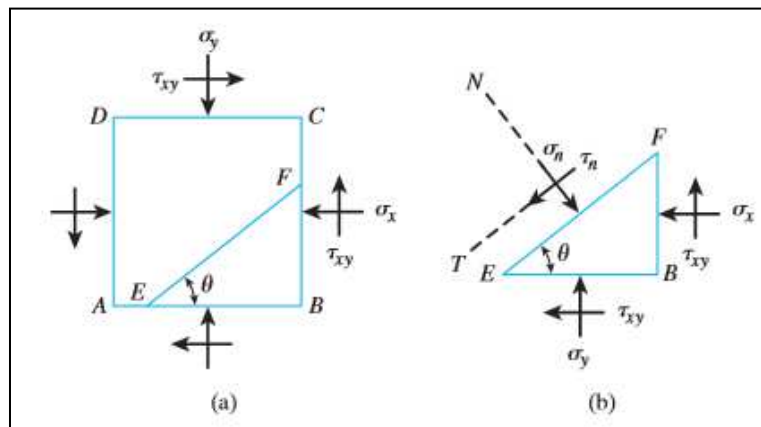
$$\tau = \frac{1}{2}(\sigma_y - \sigma_x) \sin 2\theta + \tau_{xy} \cos 2\theta \quad (22)$$

Conocida la magnitud y dirección de las tensiones principales  $\sigma_1$  y  $\sigma_3$  se pueden calcular los esfuerzos normal y tangencial para cualquier plano de su orientación<sup>9</sup>:

$$\sigma_n = \frac{1}{2}(\sigma_1 + \sigma_3) + \frac{1}{2}(\sigma_1 - \sigma_3) \cos 2\theta \quad (23)$$

$$\tau_n = \frac{1}{2}(\sigma_1 - \sigma_3) \sin 2\theta \quad (24)$$

**Figura 20.** (a) Un elemento con esfuerzos normales y de cizallamiento que actúan sobre él; (b) diagrama de cuerpo libre del EFB<sup>10</sup>



**Fuente:** BRAJA M. DAS. Principles of Geotechnical Engineering. Pág. 254.

<sup>9</sup> GONZALES, de Vallejo Luis. Ingeniería geológica, capítulo 3, pág. 145.

<sup>10</sup> BRAJA M. DAS. Principles of Geotechnical Engineering. Seventh Edition. CENGAG Learning.

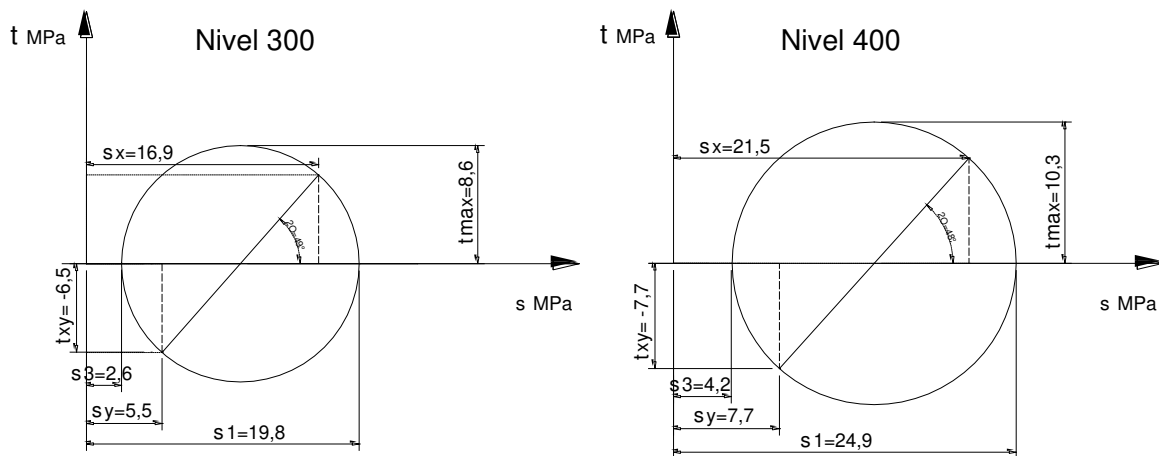
- **Círculo de Mohr.** Las ecuaciones 23 y 24 corresponden a un círculo. Esta representación del estado de esfuerzos se denomina círculo de Mohr<sup>11</sup>. Las intersecciones del círculo con el eje  $\sigma_n$  son los esfuerzos principales  $\sigma_1$  y  $\sigma_3$ . El radio del círculo representa el máximo valor del esfuerzo tangencial  $\tau$  (ver cuadro 20). En la figura 21, se muestra el círculo de Mohr para cada nivel.

**Cuadro 20.** Parámetros para graficar el círculo de Mohr.

Parámetro	Símbolo	N300	N400
Esfuerzo vertical	$\sigma_v$	5,4	7,7
Esfuerzo horizontal	$\sigma_h$	16,9	21,5
Esfuerzo cortante	$T_{xy}$	6,5	7,7
Radio	R	8,6	10,3
esfuerzo medio	$\sigma_2$	11,2	14,6
esfuerzo mínimo	$\sigma_3$	2,6	4,2
Esfuerzo máximo	$\sigma_1$	19,8	24,9
Esfuerzo cortante máximo	$T_{max}$	8,6	10,3
Orientación de los planos	$2\theta$	-49	-48
	$\theta$	-24	-24

**Fuente:** Datos de estudio.

**Figura 21.** Representación del círculo de Mohr.



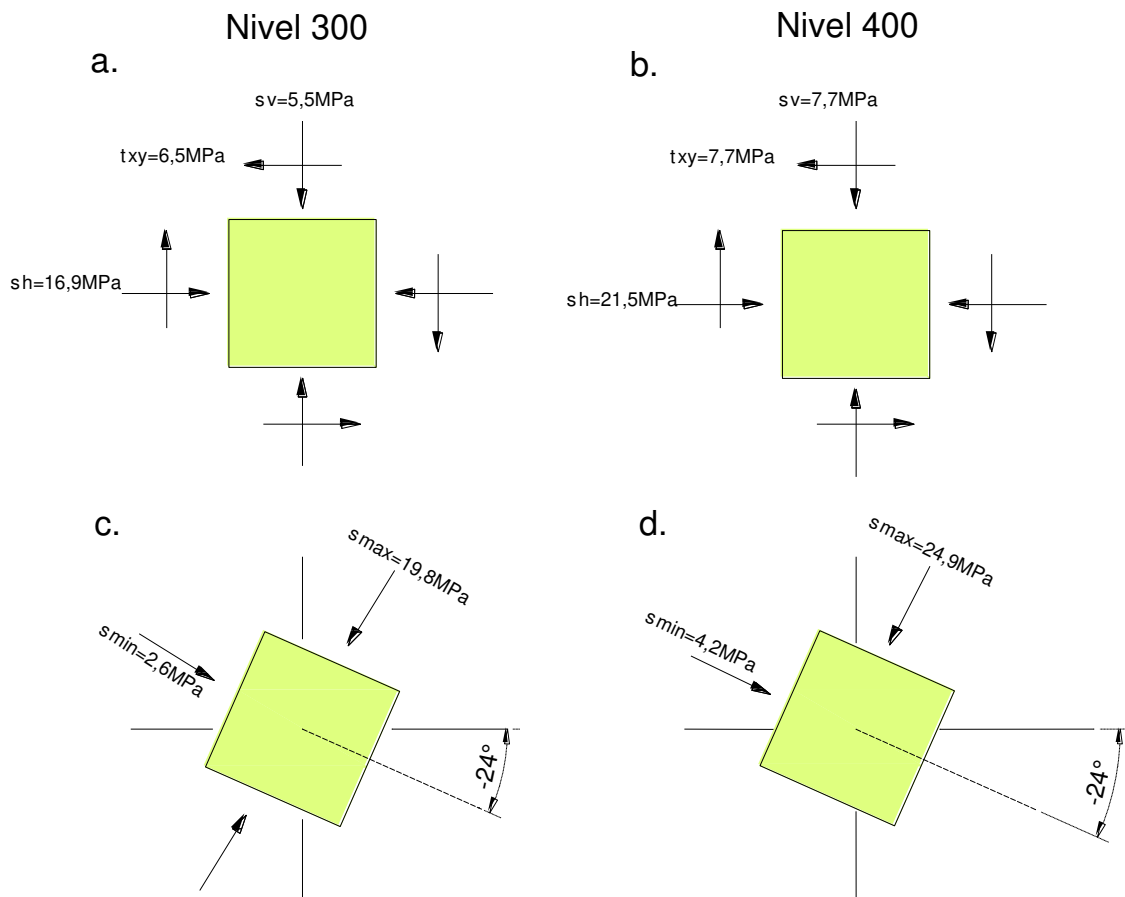
**Fuente:** Datos de estudio.

<sup>11</sup> GONZALES, de Vallejo Luis. Ingeniería geológica, capítulo 3, pág. 145.

Las tensiones normales de compresión se toman como positivas. Las tensiones de corte se consideran positivas si actúan sobre caras opuestas del elemento de tal manera que tienden a producir rotación a la izquierda.

Sobre el elemento infinitesimal de la figura 22a y 22b actúan los esfuerzos naturales de acuerdo a la profundidad a la que se encuentran las excavaciones (nivel 300 a 210m y nivel 400 a 296m de profundidad). Los planos del esfuerzo cortante están a  $45^\circ$  del esfuerzo máximo y mínimo. El valor de  $2\theta_p$  en el círculo de Mohr es dos veces el ángulo que gira el elemento en el plano xy; la rotación en sentido horario determina el signo negativo en el ángulo (ver figura 22c y 22d), debido a que las tensiones normales son positivas y las tensiones de corte son positivas, hace que produzca dicha rotación.

**Figura 22.** Orientación de los esfuerzos principales.



**Fuente:** Datos de estudio.



## 5.2 RESISTENCIA Y DEFORMABILIDAD DEL MACIZO ROCOSO

A partir de parámetros como la resistencia a la compresión, estado de las discontinuidades, el tipo de roca, entre otros se han formulado una serie de criterios de falla para macizos rocosos.

El criterio de Hoek y Brown fue desarrollado inicialmente para su aplicación en macizos rocosos fracturados sin alterar la matriz rocosa resistente, asumiendo que los bloques de roca están en contacto unos con otros y que la resistencia del macizo rocoso está controlada por las discontinuidades. La resistencia del macizo está definida por la expresión:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \sqrt{m \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s} \quad (25)$$

Dónde:

$\sigma_1$  y  $\sigma_3$  : son los esfuerzos principales mayor y menor en la rotura.

$\sigma_{ci}$ : es la resistencia a la compresión simple de la matriz rocosa.

$m$  y  $s$ : son constantes adimensionales que dependen de las propiedades del macizo rocoso, del tipo de roca y de la frecuencia y tipo de discontinuidades.

Dichos parámetros y constantes son aplicados para obtener las envolventes de falla, el módulo de deformación, (ver anexo E, figuras 4 y 5)

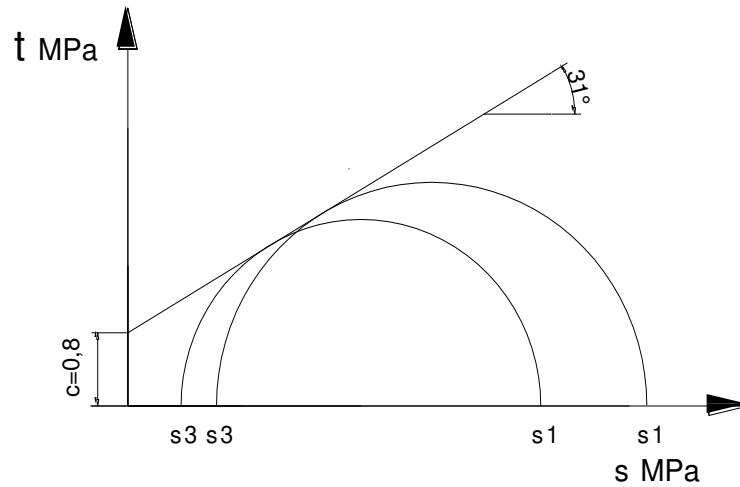
- **Obtención de los parámetros resistentes del macizo  $c$  y  $\phi$**

De los criterios que consideran la resistencia de pico del material es el propuesto por Mohr-Coulumb:  $\tau = c + \sigma_n \tan \phi$

Donde  $c$  es la cohesión que se desarrolla debido a la adhesión de partículas de arcilla generadas por fuerzas electromagnéticas,  $\phi$  el ángulo de fricción interna que es el ángulo de rozamiento entre dos planos de la misma roca.

Del análisis matemático representado en la figura 23 se muestra el ángulo de fricción y cohesión en los puntos de estudio del macizo rocoso, se observa que el ángulo de fricción aumenta y la cohesión disminuye a mayor profundidad, esta característica es propia de la matriz rocosa y corresponde a la fuerza interna que interactúa con relación a la superficie de falla del material.

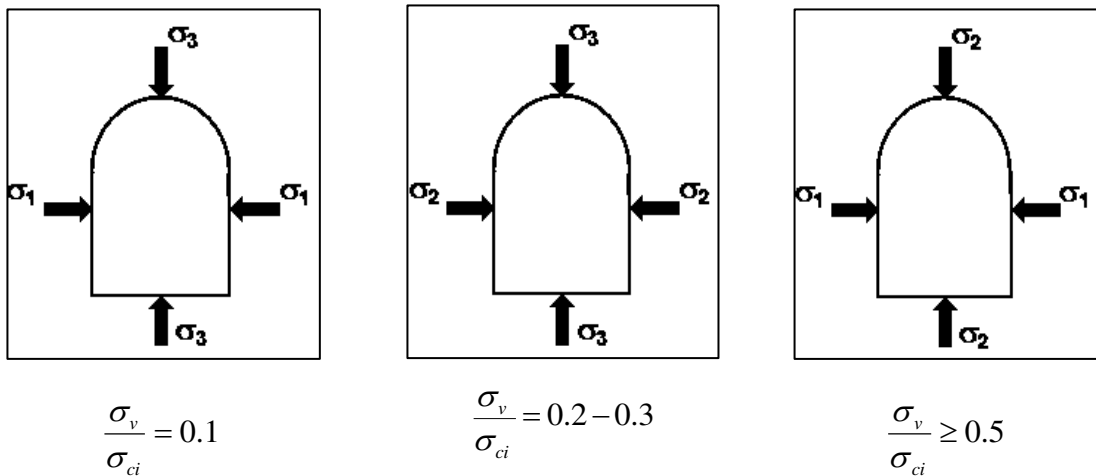
**Figura 23.** Ángulo de fricción y cohesión del macizo rocoso.



**Fuente:** Datos de estudio.

- **Orientación de los esfuerzos en la excavación.** De acuerdo al resultado de un proceso en el cual interactúan factores geológicos (litología, fracturación y agua subterránea) y los esfuerzos propios del macizo rocoso, uno de los criterios empíricos para evaluar la estabilidad en una labor subterránea es el de Hoek y Brown (1980) es (ver figura 24):

**Figura 24.** Orientación de los esfuerzos de acuerdo a la excavación.



Excavación estable

Riesgo de lajamiento

Riesgo de estallido de rocas

**Fuente:** <http://geomecanicacusco.galeon.com/>

De acuerdo a la magnitud y orientación de los esfuerzos, se presentan las siguientes condiciones (ver cuadro 21):

**Cuadro 21.** Magnitud del esfuerzo vertical respecto a la resistencia del material.

Manto	$\sigma_v$	$\sigma_{ci}$	Magnitud del esfuerzo	Descripción
<b>Nivel 300</b>				
<b>La Gemela</b>	5,5	31,5	0,2	Riesgo de lajamiento
<b>Bolas</b>	5,5	31,2	0,2	Riesgo de lajamiento
<b>Piedro</b>	5,5	25,5	0,2	Riesgo de lajamiento
<b>Nivel 400</b>				
<b>La Gemela</b>	7,7	31,5	0,2	Riesgo de lajamiento
<b>Bolas</b>	7,7	31,2	0,2	Riesgo de lajamiento
<b>Piedro</b>	7,7	25,5	0,3	Riesgo de lajamiento

**Fuente:** Datos de estudio.

En consecuencia de la resistencia a la compresión uniaxial de la roca y la magnitud de las tensiones, si las excavaciones son realizadas por cualquiera de los tres mantos presentaran riesgos de lajamiento y deformación plástica típica durante su vida útil. Será necesaria una inspección a la roca circundante y al sostenimiento según el riesgo de modo que garantice la seguridad en las labores mineras.

### 5.3 ESFUERZOS INDUCIDOS POR LA EXCAVACIÓN

La deformación de la masa rocosa comienza aproximadamente un medio de diámetro del túnel delante del frente y alcanza su valor máximo alrededor del diámetro y medio detrás del frente. En el frente, aproximadamente ocurre un cierre radial total del túnel y la cara del túnel se deforma hacia adentro<sup>12</sup>.

Se realizan dos tipos de análisis, el primero corresponde al análisis de la zona plástica, que permite estimar la magnitud de los esfuerzos inducidos y las características preliminares del sostenimiento con arco de acero; y un segundo análisis por elementos finitos que intenta relacionarse con el primero.

- **Análisis de la zona plástica.** En este análisis se supone que la roca circundante, fuertemente articulada, se comporta como un material elástico-perfectamente plástico en el que se supone que la falla que implica el deslizamiento a lo largo de las discontinuidades que se cruzan se produce con un cambio de volumen plástico cero (Duncan Fama, 1993). El soporte es modelado

<sup>12</sup> Rock Engineering. Course notes. Evert Hoek. Capítulo 12, pág. 205.

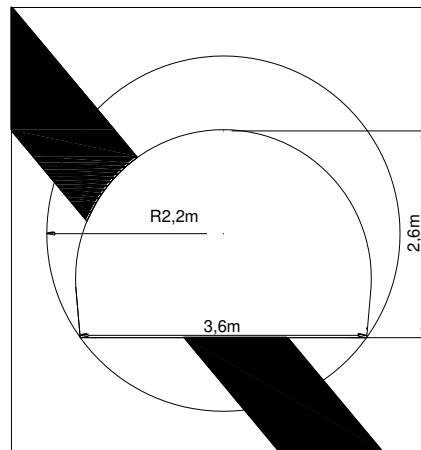
como una presión interna equivalente y, aunque este es un modelo idealizado, proporciona información útil sobre cómo funciona el soporte.

El método supone:

- Túnel circular.
- Esfuerzos in situ hidrostáticos.
- El macizo rocoso es isotrópico y homogéneo.
- El soporte se comporta de forma elástica – perfectamente plástica.
- El soporte se modela con una presión uniforme alrededor del túnel.

El primer paso consiste en obtener el radio plástico y la convergencia del túnel sin soporte (ver figura 25), luego se modela el soporte con arcos de acero. De lo anterior se obtiene la necesidad de instalar el sostenimiento y sus características inicialmente teóricas.

**Figura 25.** Sección circular equivalente a la sección de arco para los niveles.



**Fuente:** Datos de estudio.

- **Definición del criterio de falla.** El inicio de la falla en la zona plástica, para diferentes valores de la tensión de confinamiento efectiva  $\sigma'_3$  es definido por el criterio de Mohr-Coulomb:

$$\sigma'_1 = \sigma_{cm} + k\sigma'_3 \quad (26)$$

La fuerza de compresión uniaxial de la masa de roca  $\sigma_{cm}$  está definida por:

$$\sigma_{cm} = \frac{2c' \cos \varphi'}{(1 - \sin \varphi')} \quad (27)$$

y la pendiente  $k$  de la línea  $\sigma'_1$  frente a  $\sigma'_3$  como:

$$k = \frac{1 + \operatorname{sen}\varphi'}{1 - \operatorname{sen}\varphi'} \quad (28)$$

Dónde:

$\sigma'_1$ : tensión axial en la que ocurre la falla.

$\sigma'_3$ : tensión confinante.

$c'$ : fuerza cohesiva y

$\varphi'$ : ángulo de fricción de la masa rocosa.

#### 5.4 ANÁLISIS DEL COMPORTAMIENTO DEL TÚNEL

Un túnel circular de radio  $r_o$  está sometido a tensiones hidrostáticas  $p_o$  y una presión de soporte interna uniforme  $p_i$  (ver figura 26). El fracturamiento de la masa rocosa que rodea el túnel se produce cuando la presión interna proporcionada por el revestimiento del túnel es menor que una presión crítica de soporte  $p_{cr}$ , está definida por:

$$p_{cr} = \frac{2p_o - \sigma_{cm}}{1 + k} \quad (29)$$

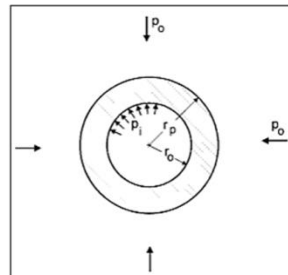
Dónde:

$p_{cr}$ : Presión interna crítica, que define el comportamiento elasto – plástico.

$\sigma_{cm}$ : Resistencia a la compresión uniaxial del macizo rocoso.

$p_o$ : Estado tensional hidrostático

**Figura 26.** Zona plástica alrededor de un túnel circular.



**Fuente:** Rock Engineering. Course notes. Evert Hoek. Capítulo 12, pág. 207.

Si la presión de soporte interna  $p_i$  es mayor que la presión crítica de soporte  $p_{cr}$ , no se produce falla, el comportamiento de la masa de roca que rodea el túnel es

elástico y el desplazamiento elástico radial  $U_{ie}$ , hacia dentro de la pared del túnel viene dado por:

$$U_{ie} = \frac{r_0(1 + \nu)}{E} * (p_0 - p_i) \quad (30)$$

Dónde:

$\nu$  = Modulo de Poisson

$E$  = Modulo de elasticidad

$\sigma_i$  = Presión interna de la excavación ejercida radialmente.

Cuando la presión interna de soporte  $p_i$  es menor que la presión crítica de soporte  $P_{cr}$ , se produce una falla y el radio  $r_p$  de la zona plástica alrededor del túnel viene dado por:

$$r_p = r_0 \left( \frac{2(p_0(k - 1) + \sigma_{cm})}{(1 + k)((k - 1)p_i + \sigma_{cm})} \right)^{\frac{1}{(k-1)}} \quad (31)$$

El desplazamiento en la zona plástica  $U_{ip}$  está definido por la siguiente expresión:

$$U_{ip} = \frac{r_0(1 + \nu)}{E} \left[ 2(1 - \nu)(p_0 - p_{cr}) \left( \frac{r_p}{r_0} \right)^2 - (1 - 2\nu)(p_0 - p_i) \right] \quad (32)$$

Para graficar la curva de deformación total del macizo ( $u_i$ ) contra la presión de soporte ( $P_i$ ), se debe tener en cuenta los diferentes factores que intervienen, estos contribuyen a determinar las zonas que requieren soporte según los esfuerzos en el macizo rocoso afectado por el peso muerto de la roca fracturada que rodea los niveles. Es un análisis es teórico debido a la cantidad de factores que se tienen en cuenta para llegar a compararse con la situación real de los niveles en estudio.

El análisis de esfuerzos se realiza aplicando las ecuaciones 33 a 39:

$$M = \frac{1}{2} \sqrt{\left( \frac{m}{4} \right)^2 + \frac{mP_0}{\sigma_c}} + s - \frac{m}{8} \quad (33)$$

$$D = \frac{-m}{m + 4 \sqrt{\frac{m}{\sigma_c} (P_0 - M\sigma_c) + s}} \quad (34)$$

$$N = \frac{2}{m_r \sigma_c} \sqrt{(m_r \sigma_c P_0 + S_r \sigma_c^2 - m_r \sigma_c^2 M)} \quad (35)$$

Dónde:

M, D y N: constante propia del macizo rocoso bajo parámetros del material.

S y m: constantes del material del macizo rocoso para roca intacta

$P_0$ : Magnitud del esfuerzo in situ.

$\sigma_c$ : Resistencia a compresión simple a partir de ensayos de laboratorio.

$m_r$ : Constante del material para roca fracturada.

$S_r$ : Constante del material para roca fracturada.

Esfuerzo tangencial  $\sigma_\theta$  en la zona fracturada:

$$\sigma_\theta = \sigma_r + \sqrt{(m_r \sigma_c \sigma_r + S_r \sigma_c^2)} \quad (36)$$

Si  $r = r_i$

Dónde:

$r_i$ : Radio inicial de la excavación.

El valor del esfuerzo radial  $\sigma_r$  se determina de la siguiente manera:

$$\sigma_r = \frac{m_r \sigma_c}{4} \left( \ln \frac{r}{r_i} \right)^2 + \ln \frac{r}{r_i} \sqrt{(m_r \sigma_c P_i + S_r \sigma_c^2)} + P_i \quad (37)$$

El esfuerzo radial de la zona fracturada  $\sigma_{re}$ , bajo parámetros del debilitamiento de la roca fracturada, se calcula:

$$\sigma_{re} = P_0 - M \sigma_c \quad (44)$$

$$\sigma_{re} = \frac{m_r \sigma_c}{4} \left( \ln \left( \frac{r}{r_i} \right) \right)^2 + \ln \frac{r_e}{r_i} \sqrt{(m_r \sigma_c P_i + S_r \sigma_c^2)} + P_i \quad (38)$$

Al igualar las ecuaciones 37 y 38:

$$r_e = r_i e^{\sqrt{\left( N - \frac{2}{m_r \sigma_c} (m_r \sigma_c P_i + S_r \sigma_c^2 M) \right)}} \quad (39)$$

Las curva característica presenta un tramo inicial lineal que corresponde a un comportamiento elástico y continua con otro no lineal correspondiente a la

plastificación, en el cuadro 22 se muestran los datos necesarios para graficar la curva característica del macizo rocoso.

**Cuadro 22.** Parámetros de cálculo para la curva de la excavación.

Parámetro	Símbolo	N 300	N 400		
			Zona crítica 1	Zona crítica 2	Zona crítica 3
Profundidad del túnel	H(m)	210	276	285	306
Radio túnel	ri(m)	2,2	2,2	2,2	2,2
Resistencia de la roca intacta	$\sigma_{ci}$ (Mpa)	29,8	29,8	29,8	29,8
Módulo de elasticidad de bloque	Eim (Mpa)	1547,9	1547,9	1547,9	1547,9
Índice geológico de resistencia	GSI	51	51	51	51
Factor por alteración por voladura	D	0,5	0,5	0,5	0,5
Constante de Hoek	mi	6	6	6	6
Relación de poisson	$\nu$	0,23	0,23	0,23	0,23
Peso específico de la roca	$\gamma$ (MN/m <sup>3</sup> )	0,026	0,026	0,026	0,026
Constante de roca intacta	m	0,6	0,58	0,58	0,58
Constante de la roca intacta	s	0,00145	0,00145	0,00145	0,00145
Constante del material para roca fracturada	mr	0,38	0,38	0,38	0,38
Constante del material para roca fracturada	sr	0,00006	0,00006	0,00006	0,00006
Esfuerzo radial en la zona fracturada	$\sigma_{cm}$ (Mpa)	3,6	3,6	3,6	3,6
Magnitud del esfuerzo in situ	Po (Mpa)	5,5	7,2	7,4	8,0
Constantes propias del macizo rocoso bajo parámetros del material	M	0,11	0,13	0,13	0,14
	N	0,9	1,09	1,11	1,17
	D	-0,4	-0,4	-0,4	-0,3
Presión interna crítica	Picr (Mpa)	2,3	3,3	3,5	3,8
Desplazamiento de la zona crítica	uicr (cm)	0,6	0,7	0,7	0,7
Relación desplazamiento y radio de la zona plástica	ue/re	0,0025	0,0031	0,0031	0,0033
Desplazamiento radial	ue (m)	0,0095	0,0125	0,0130	0,0139
Distancia al frente	d (m)	2	2	2	2

**Fuente:** Datos de estudio.

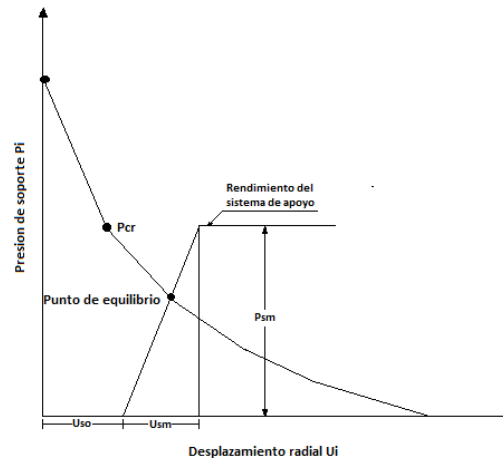


## 5.5 ANÁLISIS DE COMPORTAMIENTO DEL SOPORTE

Casi siempre hay una etapa del ciclo de la excavación en la que hay espacio entre el frente de explotación y el elemento de soporte instalado, por lo tanto se produce una deformación adicional antes de que el soporte se haga efectivo (ver figura 27).

Este desplazamiento inicial total se denomina  $U_{so}$ . Una vez que el soporte se ha instalado y está en pleno y eficaz contacto con la roca el soporte empieza a deformarse elásticamente. El desplazamiento elástico máximo alojado por el sistema es  $U_{sm}$  y la presión máxima de soporte  $P_{sm}$ , se define por el sistema de soporte.

**Figura 27.** Respuesta del sistema de soporte al desplazamiento de la pared del túnel que resulta en el punto de equilibrio.



**Fuente:** Support of Underground Excavations in Hard Rock.

Dependiendo de las características de la roca in situ, la masa que rodea el túnel y la tensión del sistema de soporte, se deformara elásticamente en respuesta al cierre del túnel, a medida que el frente avanza lejos del punto de consideración. El equilibrio se logra, si la reacción de soporte de estos interseca la curva de desplazamiento de rocas antes de que las curvas hayan avanzado demasiado. Si el soporte se instala demasiado tarde  $U_{so}$ , la masa rocosa ya ha tenido alguna medida de aflojamiento del material fallado, si la capacidad de soporte es inadecuada  $P_{sm}$  entonces, no puede producirse el rendimiento del soporte y la curva de deformación de la masa rocosa no se intersectan. En cualquiera de estos casos el sistema de soporte será ineficaz, ya que la condición de equilibrio, no habrá sido alcanzada<sup>13</sup>.

<sup>13</sup> Support of Underground Excavations in Hard Rock. Pag. 105

- Presión de soporte radial, teniendo en cuenta  $K$  que es la constante de rigidez:

$$P_i = K \frac{U_{ie}}{r_i} \quad (40)$$

Donde  $U_{ie}$  es la parte elástica de la deformación total  $U_i$ , luego  $U_i$  es:

$$U_i = U_{io} = \frac{P_i r_i}{K} \quad (41)$$

- Presión máxima del Sostenimiento

$$P_{c \max} = \frac{As * f_y}{r_i * Sc} \quad (42)$$

Dónde:

As: área de la sección del perfil.

Fy: Punto cedente del acero.

Ri: radio inicial de túnel.

Sc: espaciamiento entre arcos.

En el cuadro 23 se muestran los parámetros necesarios para graficar la curva característica del sostenimiento.

**Cuadro 23.** Parámetros de cálculo para la curva de sostenimiento.

Parámetro	Símbolo	Valor
Área de la sección del perfil	As (m <sup>2</sup> )	0,003
Módulo de deformación del acero	Es (Mpa)	207000
Punto cedente del acero	fy (Mpa)	270
Separación entre arcos	Sc (m)	1,25

**Fuente:** Datos de estudio.

De las ecuaciones 40 a 42, en el cuadro 24 se muestran los resultados obtenidos para ser graficadas las curvas características macizo - fortificación, para las vías por el nivel 300 y las zonas críticas del nivel 400 ver figuras 27 a 30.

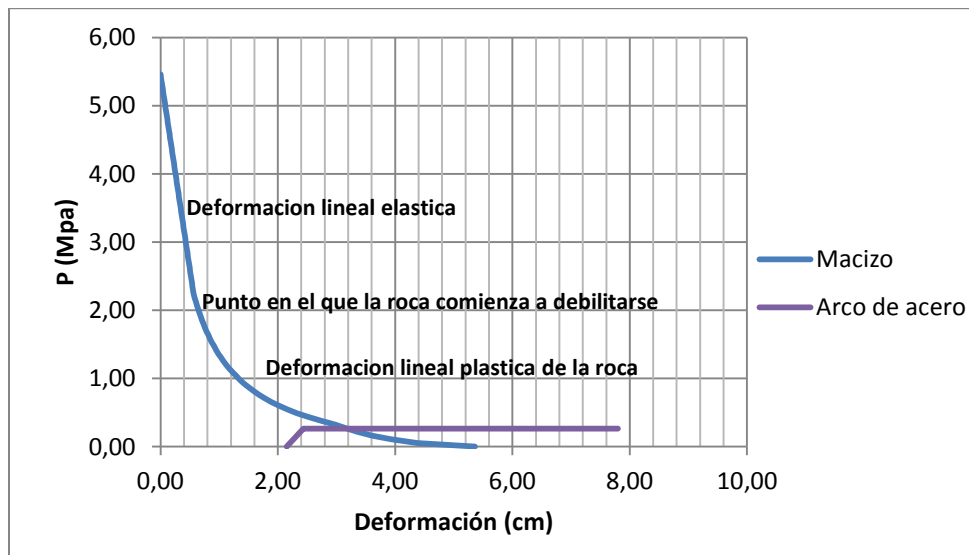
**Cuadro 24.** Datos de entrada para la curva característica del sostenimiento.

Presión de soporte radial	Deformación total							
	Nivel 300		Zona crítica 1		Zona crítica 2		Zona crítica 3	
	ui (cm)	ui (%)	ui (cm)	ui (%)	ui (cm)	ui (%)	ui (cm)	ui (%)
0	2,15	0,98	3,24	1,47	3,43	1,56	3,86	1,75
0,27	2,44	1,11	3,53	1,60	3,72	1,69	4,14	1,88
0,27	7,80	3,55	11,97	5,44	12,72	5,78	14,39	6,54

**Fuente:** Datos de estudio.

La grafica de la figura 28 muestra la curva característica de la excavación con un desplazamiento total de 5,3cm, cuando alcanza una deformación elástica hasta 2,1MPa inicia el debilitamiento de la roca hasta alcanzar la deformación plástica. La curva de sostenimiento muestra que el sistema está siendo ineficaz, la capacidad de soporte no alcanza el punto de equilibrio antes de que el acero empiece a comportarse como un material dúctil<sup>14</sup>.

**Figura 28.** Curva característica macizo - fortificación N 300.



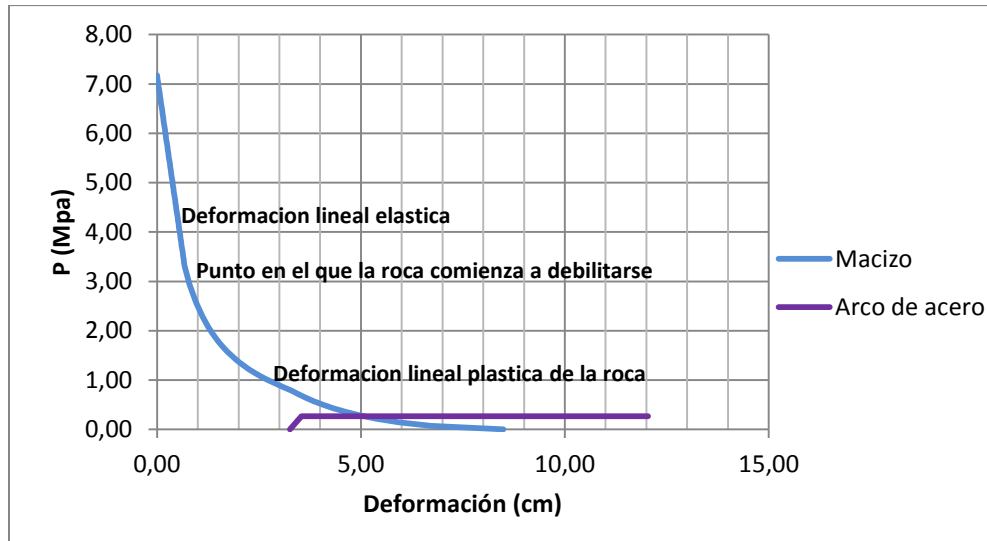
**Fuente:** Datos de estudio.

Para el caso del nivel 400, en la zona crítica 1, la curva característica el macizo presenta un desplazamiento total de 8,5cm. Cuando la excavación ha alcanzado

<sup>14</sup> Comportamiento dúctil: la deformación sigue aumentando sin que se pierda la resistencia. La resistencia se mantiene constante después de grandes deformaciones.

la presión crítica la deformación ha sido de 0,8 cm y la roca circundante empieza a debilitarse (ver figura 29).

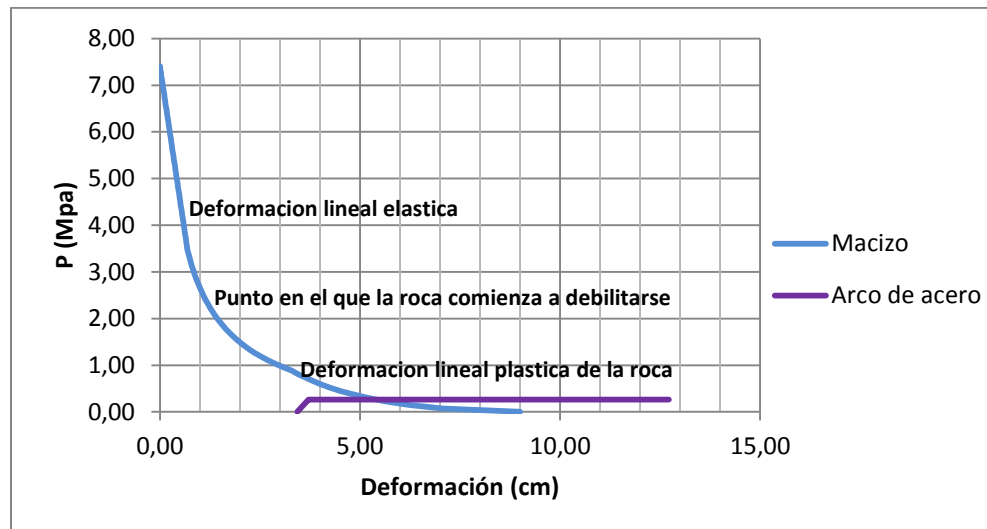
**Figura 29.** Curva característica macizo - fortificación N 400, zona crítica 1.



**Fuente:** Datos de estudio.

En la zona critica 2 (ver figura 30), la deformación del macizo alcanza los 9,6cm con una presión in situ de 7,4MPa. El punto de equilibrio es alcanzado cuando el desplazamiento es de 5,2cm con una presión de 0,32MPa, es decir, el sostenimiento sigue siendo ineficaz.

**Figura 30.** Curva característica macizo - fortificación N 400, zona crítica 2.



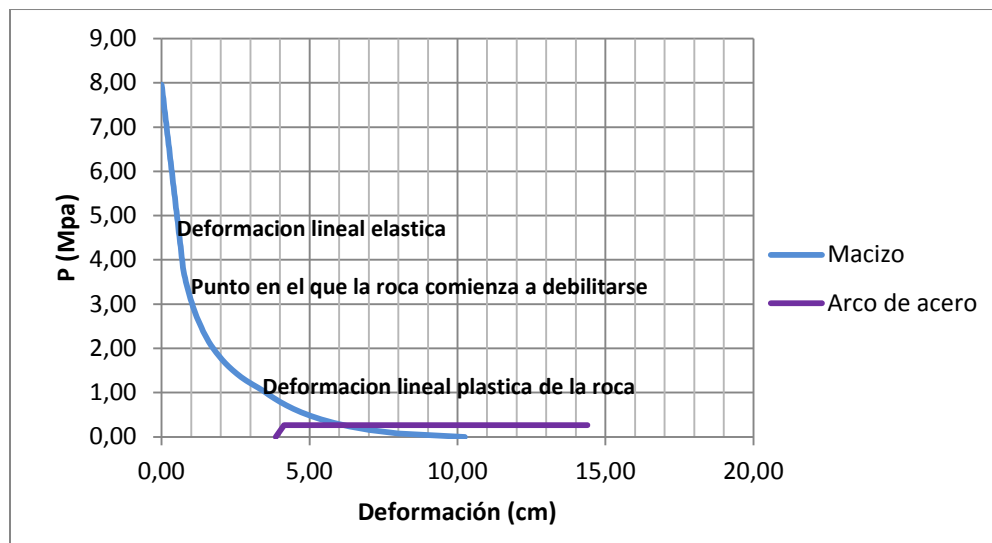
**Fuente:** Datos de estudio.

La capacidad de soporte de los arcos en esta zona alcanza los 0,27MPa, luego no puede el sostenimiento producir el rendimiento de soporte esperado en la excavación, debido a que no alcanza el punto de equilibrio con la curva que representa al macizo.

En la figura 31 muestra un desplazamiento total del macizo de 10,2cm. Se observa que al iniciar el contacto del sostenimiento con el macizo, la roca circundante ya se ha fracturado y ha alcanzado un comportamiento frágil - dúctil<sup>15</sup>.

En todos los casos el sostenimiento es ineficaz. La presión de soporte que se necesita para limitar la presión ejercida en la clave de los niveles no encuentra su punto de equilibrio con la curva característica del macizo. La presión de soporte de los arcos de acero TH 21, separados cada 1,25m, no alcanza su punto de equilibrio con el macizo rocoso.

**Figura 31.** Curva característica macizo - fortificación N 400, zona crítica 3.



**Fuente:** Datos de estudio.

Los elementos de sostenimiento no llegan a plastificarse, es por eso que la curva característica del sostenimiento se asimila a una recta.

<sup>15</sup> Comportamiento frágil dúctil: la resistencia de la roca decrece hasta un cierto valor después de haberse alcanzado deformaciones importantes.

- **Factor de seguridad:** El enfoque clásico utilizado en el diseño de estructuras de ingeniería es considerar la relación entre la capacidad C (fuerza o fuerza de resistencia) del elemento y la demanda D (esfuerzo o fuerza perturbadora). El factor de seguridad de la estructura se define como  $F = C / D$  y se supone que la falla se produce cuando F es menor que 1<sup>16</sup>.

Una vez calculada la curva característica de la excavación y la del sostenimiento se puede calcular el punto de equilibrio superponiendo ambas curvas. Si el equilibrio se alcanza para una presión radial, el factor de seguridad, F.S., se define como:

$$F.S. = \frac{P_{ss \max}}{P_i} \quad (43)$$

Dónde:

$P_{max}$ : Presión máxima de soporte de los arcos de acero (MPa).

$P_i$ : Presión interna (MPa).

De acuerdo a ecuación 43, si la distancia entre arcos THN 21Kg utilizados en la mina Tauro a una distancia de separación de 1,25m, el factor de seguridad para los niveles 300 y 400 es (ver cuadro 25):

**Cuadro 25.** Factor de seguridad para cada nivel.

Parámetro	Símbolo	N 300	N 400
Presión máxima de soporte del acero	Pss max (MPa)	0,27	0,27
Presión interna	Pi (MPa)	0,47	0,66
Factor de seguridad	F. S.	0,6	0,4

**Fuente:** Datos de estudio.

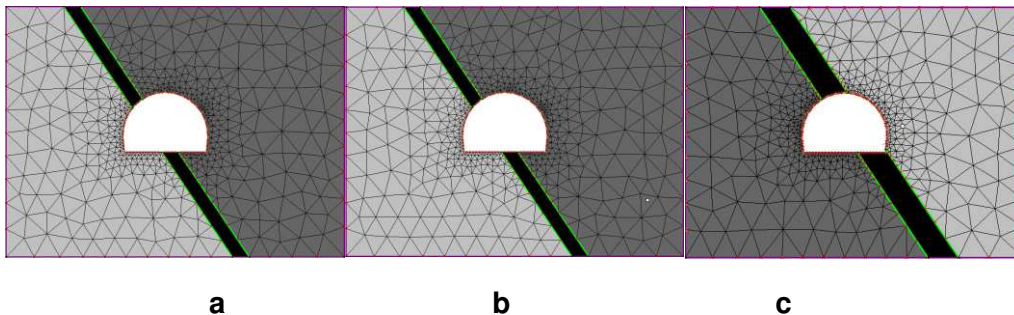
El factor de seguridad para los niveles 300 y 400 de 0,6 y 0,4 respectivamente. Esto no garantiza seguridad en las labores y aumenta costos de mantenimiento al sostenimiento.

<sup>16</sup> Rock Engineering, course notes by Evert Hoek. Capítulo 8, pág. 106

## 5.6 ANALISIS DE ELEMENTOS FINITOS

Para análisis posterior se debe tener en cuenta que este método no incluye el análisis de las discontinuidades, ni la interacción de más de un material, sin embargo es un punto de partida para el análisis esfuerzo deformación por el método de elementos finitos. En la figura 32 se observa el modelo geométrico y la malla de elementos finitos de la excavacion con respecto al buzamiento de la roca encajante y el manto de carbon.

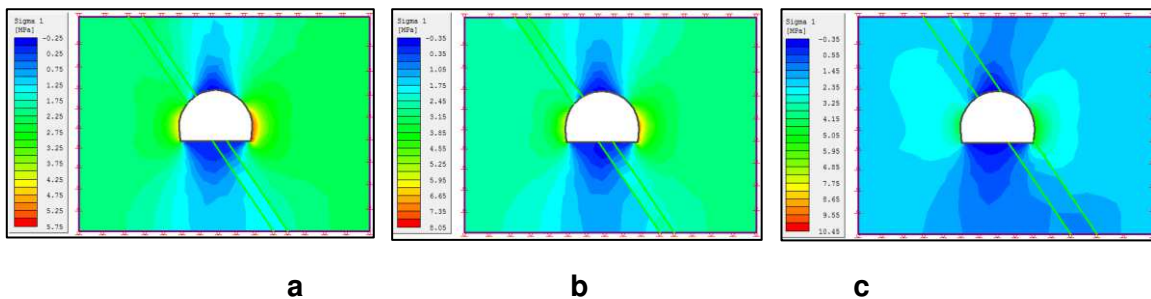
**Figura 32.** Modelo geometrico y malla de elementos finitos, a. Mto bolas N300, b. Mto bolas N400, c. Mto Piedro N300.



**Fuente:** Datos de estudio.

- **Comportamiento del esfuerzo principal mayor.** En la figura 33, se observa el esfuerzo principal mayor ( $\sigma_1$ ), los mayores esfuerzos a compresión se producen en los costados, presentando un rango de valores entre -0,25 a 8,05MPa en las vías construidas por el manto bolas y en vías por el manto Piedro el rango de valores esta entre -0,35 a 10,45MPa.

**Figura 33.** Comportamiento del esfuerzo principal mayor, a. Mto bolas N300, b. Mto bolas N400, c. Mto Piedro N300.

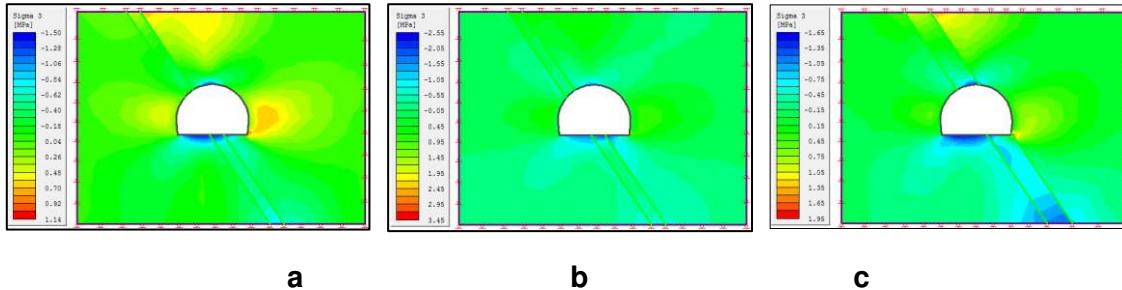


**Fuente:** Datos de estudio.



- **Comportamiento del esfuerzo principal menor.** Los mayores esfuerzos se concentra en los costados de la excavación. La magnitud oscila entre -2,25 a 3,45Mpa, siendo más notorio en el nivel 300, manto Bolas. En vías por manto Piedro los valores están entre -1,75 y 1,95MPa (ver figura 34).

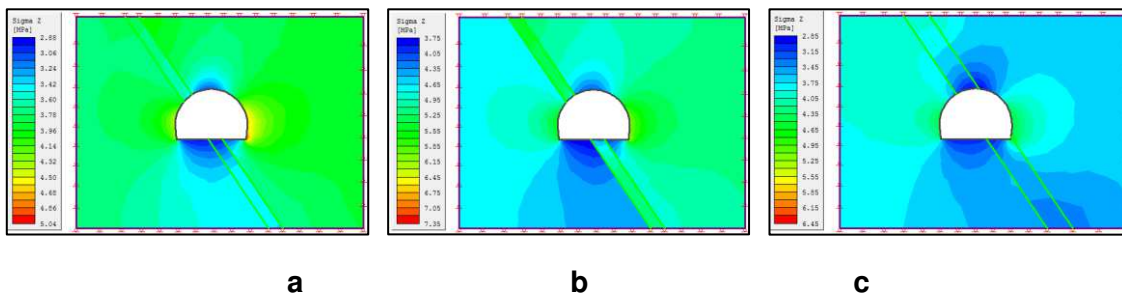
**Figura 34.** Comportamiento del esfuerzo principal menor, a. Mto bolas N300, b. Mto bolas N400, c. Mto Piedro N300.



**Fuente:** Datos de estudio.

- **Comportamiento del esfuerzo gravitacional.** El esfuerzo gravitacional depende principalmente del peso del material rocoso, las magnitudes oscilan entre 2,88 y 7,35Mpa en las vías por manto Bolas, concentradas del mismo modo que en el esfuerzo principal mayor, en las esquinas, con altos valores en la esquina derecha. En vías por manto Piedro, los valores oscilan entre 2,85MPa a tensión y 6,45MPa a compresión, diferente a las vías por manto Bolas donde los esfuerzos a compresión son más altos (ver figura 35).

**Figura 35.** Comportamiento del esfuerzo gravitacional, a. Mto bolas N300, b. Mto bolas N400, c. Mto Piedro N300.



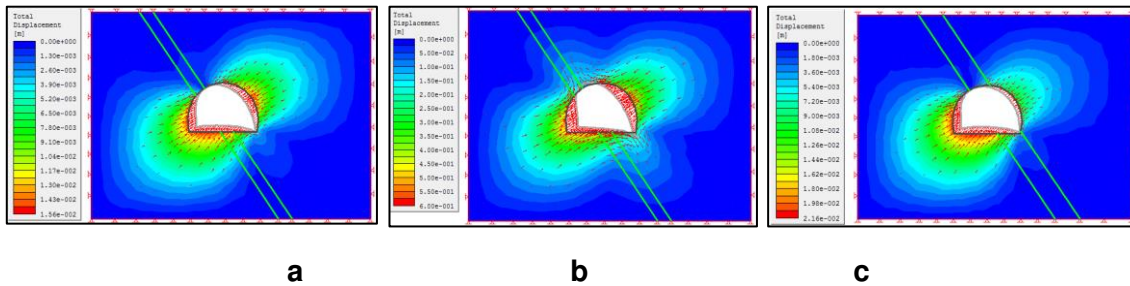
**Fuente:** Datos de estudio.

- **Desplazamientos totales.** Este resultado plantea la magnitud y tendencia de los desplazamientos en la periferia de la sección de los niveles, en la figura 36 se observa la geometría que presentara la excavación sin sostenimiento. La zona



afectada por la deformación alrededor de la excavación tendrá un desplazamiento menor para el nivel 300 y mayor para el nivel 400 en las vías construidas por manto Bolas, los desplazamientos se producen de derecha a izquierda de la excavación. Mientras que para el nivel 300 en las vías por manto Piedro los desplazamientos generan desplazamiento desde el lado izquierdo hacia el lado derecho.

**Figura 36.** Magnitud y dirección de los desplazamientos totales, a. Mto bolas N300, b. Mto bolas N400, c. Mto Piedro N300.



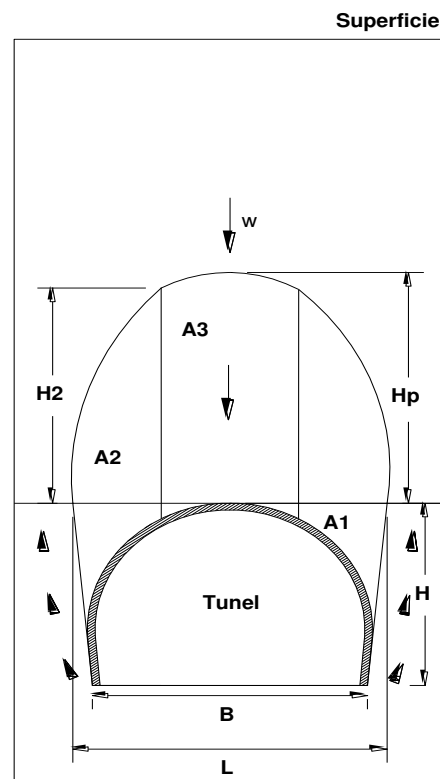
**Fuente:** Datos de estudio.

## 6 EVALUACION DEL SOSTENIMIENTO

### 6.1 EVALUACIÓN DE LA CAPACIDAD PORTANTE

De la distribución de esfuerzos y las tensiones actuantes en el macizo rocoso y la influencia sobre el sostenimiento, bajo la teoría de Terzaghi donde determina la carga sobre el área de influencia (ver figura 37). Su teoría se fundamenta en la teoría del arqueo y deslizamiento de bloques sobre el techo del túnel, generando un área en forma de domo parabólico que descansa sobre las paredes laterales del túnel.

**Figura 37.** Carga sobre un túnel según Terzaghi.



**Fuente:** Engineering rock mass classifications. Z. t. Bieniawski. Capítulo 3. pag. 33.

**6.1.1 Cálculo de carga en el estrato de techo de la excavación.** La posibilidad de medir la altura de material desprendido y la bóveda de carga sobre el sostenimiento es muy baja (ver cuadro 27).

Las condiciones dadas para el cálculo de la carga transmitida a los arcos son:

$\gamma$ , peso específico de la roca, 2,6 t/m<sup>3</sup>

Hp: altura de carga, (0.35-1.1) (H+B)<sup>17</sup>

H : alto de la vía, 2,60 m

B: ancho de la vía, 3,40 m

$\phi$ : Ángulo de fricción interna.

Hp = (1.1)\* (3,40+2,60) = 6,60 m.

Cálculo de los empujes activos laterales que actúan sobre el revestimiento:

- Coeficiente de empuje activo:

$$K_a = \tan\left(45 - \frac{\phi}{2}\right) \quad (39)$$

Dónde:

$\phi$  = ángulo de fricción interna.

- Empuje pasivo:

$$K_a = \tan\left(45 + \frac{\phi}{2}\right) \quad (40)$$

- Sí se considera el material en equilibrio plástico, las áreas de empuje activo lateral toman los siguientes valores:

En los dos niveles el ancho de vía es de 3,4 m y altura de la bóveda de 6,6 m.

$$A_3 = B * H_p \quad (41)$$

- Para calcular el ancho de influencia de la excavación se tiene:

$$L = B + 2H * \tan\left(45 - \frac{\phi}{2}\right) \quad (42)$$

- Calculando la altura del segmento rectangular se tiene:

$$H_2 = \frac{Hp}{L} * \sqrt{L^2 - B^2} \quad (43)$$

- Para el área A<sub>2</sub> de empuje lateral se tiene:

---

<sup>17</sup> JOJOA, William. Módulo I. Mecánica de rocas. U.P.T.C. pág. 4.

$$A_2 = \frac{1}{2} \left[ H_p * \left( \frac{L}{2} \right) * \cos \left( \frac{B}{L} \right) - H_2 \left( \frac{B}{2} \right) \right] \quad (44)$$

- El área  $A_1$  de empuje lateral se tiene:

$$A_1 = \frac{H^2}{2} * \tan \left( 45 - \frac{\phi}{2} \right) \quad (45)$$

- El área de empuje lateral total viene dada por:

$$A_h = A_1 + A_2 \quad (46)$$

Una vez son encontradas las áreas de influencia, el cálculo de las cargas está dado por:

$$P_a = A_3 * a * \gamma * K_a \quad (47)$$

$$\sigma_a = \frac{P_a}{(B * a)} \quad (48)$$

$$q = \sigma_a * a \quad (49)$$

Dónde:

$P_a$  = carga puntual (ton)

$\sigma_a$  = carga por unidad de área (ton/m<sup>2</sup>)

$q$  = carga por unidad de longitud (ton/m)

$a$  = separación entre arcos (m)

La capacidad de soporte para los arcos se valora bajo la siguiente ecuación:

$$P = \frac{\sigma_s * W_x * 24}{0,45 * b} \quad (50)$$

Dónde:

$P$ : capacidad del arco Ton.

$W_x$ : momento de inercia del acero.

$b$ : ancho del piso.

$\sigma_s$ : Módulo de elasticidad del acero.

**Cuadro 26.** Cálculo de área de carga sobre los niveles 300 y 400.

Parámetro	Nivel 300	Nivel 400	Unidad
<b>Empuje activo lateral Ka</b>			
$\phi$	30	28	°
Ka	0,57	0,60	
<b>Empuje pasivo lateral Kp</b>			
Kp	1,7	1,7	
<b>Área de empuje activo lateral</b>			
B	3,4	3,4	m
Hp	6,6	6,6	m
A3	22	22	m <sup>2</sup>
<b>Ancho de influencia de la excavación</b>			
B	3,4	3,4	m
H	2,6	2,6	m
Ka	0,57	0,60	
L	6,4	6,5	m
<b>Altura del segmento rectangular</b>			
Hp	6,6	6,6	m
L	6,4	6,5	m
B	3,4	3,4	m
H2	5,6	5,6	m
<b>A<sub>2</sub> de empuje lateral</b>			
Hp	6,6	6,6	m
B	3,4	3,4	m
L	6,4	6,5	m
H2	5,6	5,6	m
A2	5,8	5,9	m <sup>2</sup>
<b>A<sub>1</sub> de empuje lateral</b>			
H	2,6	2,6	m
A1	1,9	2,0	m <sup>2</sup>
<b>Área de empuje lateral total</b>			
A1	1,9	2,0	m <sup>2</sup>
A2	5,8	5,9	m <sup>2</sup>
Ah	7,8	8,0	m <sup>2</sup>
<b>Carga puntual</b>			
A3	22	22	m <sup>2</sup>
Separación entre arcos (a)	1,25	1,25	m
Peso específico Y	2,6	2,6	ton/m <sup>3</sup>
Ka	0,57	0,60	
Pa	42	44	ton
<b>Carga por unidad de área</b>			
Pa	42	44	ton
B	3,4	3,4	m
A	1,25	0,9	m
$\Sigma a$	9,9	14,4	ton/m <sup>2</sup>
<b>Carga por unidad de longitud</b>			
$\Sigma a$	9,9	14,4	ton/m <sup>2</sup>
A	1	0,9	m
q	9,9	13,0	ton/m
<b>Capacidad de soporte de un arco</b>			
Punto de fluencia del acero $\sigma$	3400	3400	kg /cm <sup>2</sup>
Módulo de sección Wxx	59,5	59,5	cm <sup>3</sup>
Ancho de la excavación	340	340	cm
P	32	32	ton/arco

**Fuente:** Datos de estudio.

Del cuadro 26, la *carga puntual* que es transmitida al sostenimiento es de 44 ton/m en el nivel 400, si se compara con la *capacidad de soporte* de un arco de acero de 32 ton/arco, esta excede su capacidad portante. Lo que quiere decir que las características de dicho arco no suplen la necesidad de soporte en los niveles.

**6.1.2 Cálculo de los esfuerzos de las paredes del túnel.** De acuerdo a Hoek y Brown para un túnel en forma de herradura (ver cuadro 28), los esfuerzos en piso y techo se pueden determinar mediante las siguientes consideraciones:

- Esfuerzos en piso y techo:

$$\frac{\sigma_r}{\sigma_v} = AK - 1 \quad (51)$$

$$\sigma_r = (AK - 1) * \sigma_v \quad (52)$$

Dónde:

$\sigma_r$ : esfuerzo en el techo de la excavación

$\sigma_v$ : esfuerzo vertical Mpa

A: constante según el tipo de excavación<sup>18</sup>

- Esfuerzo en las paredes

$$\frac{\sigma_s}{\sigma_v} = B - K \quad (53)$$

$$\sigma_s = (B - K) * \sigma_v \quad (54)$$

Dónde:

$\sigma_s$ : esfuerzo en las paredes de la excavación

$\sigma_v$ : esfuerzo vertical MPa

B: constante según el tipo de excavación<sup>19</sup>

Teóricamente, en los túneles que se excava de forma circular se distribuyen mejor las cargas, pero mantener la forma regular bien sea circular, trapezoidal, cuadrada o en herradura, aún bajo la acción de las cargas impuestas por el terreno la forma de arco o herradura es la que mejor soporta estas cargas.

En el cuadro 27, se observa que los esfuerzos en techo son a compresión (signo positivo) y en las paredes el esfuerzo es a tensión (signo negativo). Esta condición de esfuerzos es a la que está sometida la excavación.

<sup>18</sup> tabla 118 del texto excavaciones subterráneas de Hoek-Brown

<sup>19</sup> tabla 119 del texto excavaciones subterráneas de Hoek-Brown

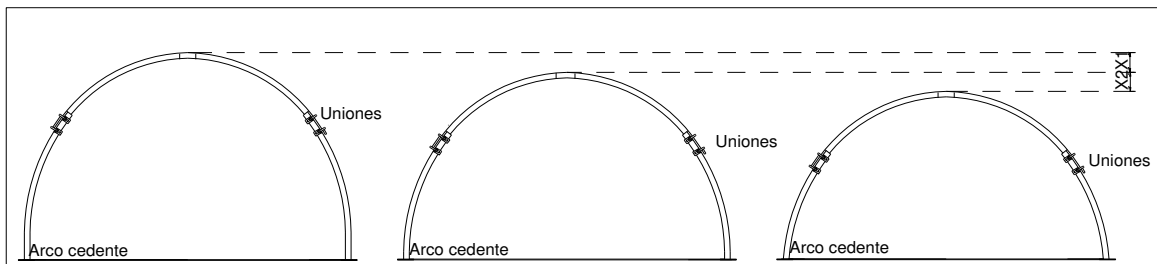
**Cuadro 27.** Esfuerzos inducidos.

Parámetro	Símbolo	Nivel	
		Nivel 300	Nivel 400
Resistencia a compresión	Mpa	29,8	29,8
Profundidad	m	210	296
Constante K	K	8,5	6,9
Esfuerzo vertical	$\sigma_v$ Mpa	5,4	8,0
Cte A, según tipo de excavación		3,2	3,2
Cte B, según tipo de excavación		2,3	2,3
Esfuerzos en techo	Mpa	141,9	168,7
Esfuerzos en paredes	Mpa	-33,58	-36,80

**Fuente:** Datos de estudio.

**6.1.3 Propiedades mecánicas de los materiales:** Sobre un arco cedente la carga depositada produce un traslapeo o corrimiento en la unión de los segmentos, ocasionando una deformación ( $x_1, x_2, \dots, x_n$ ) y mayor fuerza de agarre en las uniones. Los elementos tensores se aflojan y los arcos se deslizan y convergen; de esta manera, los esfuerzos se aminoran en ellos y se eliminan las deformaciones, ver figura 38.

**Figura 38.** Principio de trabajo de los arcos de acero cedentes.



**Fuente:** Diseño de ademes en minas, pág. 107.

Mientras el arco se desliza en las uniones y aunque cambie su dimensión inicial no sufre deformación alguna. Las variaciones de los arcos luego de la interacción con el macizo al realizarse el traslapeo progresivo de los segmentos absorben una parte del asentamiento por el peso de la carga, la cual continúa ejerciendo presión sobre este y en algunos casos llegando a deformarlo.

## 6.2 INFLUENCIA DE LA EXPLOTACIÓN SOBRE EL SOSTENIMIENTO

La explotación de los mantos de carbón se realiza por medio de tajo largo con derrumbe dirigido, como se explicó en el capítulo 1. Una vez el frontón del tajo va

alejándose del tambor inicial de explotación, el derrumbe tarda en producirse y se observa caída de bloques atrás de las calles de trabajo.

El sistema de tajo largo con derrumbe dirigido básicamente consiste en reducir el momento de flexión en el empotramiento y trasladarlo a la parte posterior de la calle de trabajo, mediante la colocación de puntales de madera (palanca y cabecero), de tal manera que provoque el rompimiento y el derrumbe de techo a lo largo del tajo se sabe que en el frente de la explotación hay una descompresión o relajamiento<sup>20</sup>; en esta zona se deja que los puntales de madera soporten la carga del techo inmediato.

Esta presión se puede calcular según las condiciones del techo inmediato:

$$h = \frac{m}{K - 1} \quad (55)$$

$$K = 1 + E \quad (56)$$

$$E = \frac{\gamma_s \gamma_k}{\gamma_k} \quad (54)$$

$$E = m \frac{\gamma_k}{\gamma_s \gamma_k} \quad (55)$$

$$\sigma_t = h \gamma_s \quad (56)$$

Dónde:

$h$ : Altura del techo inmediato, en metros.

$K$ : Factor de expansión del techo inmediato.

$m$ : Espesor del manto, en metros (0,6m manto Bolas; 1,1m manto Piedro).

$E$ : Expansión del techo inmediato.

$\gamma_s$ : Densidad del techo inmediato (solido), en ton/m<sup>3</sup> (2,6ton/m<sup>3</sup>).

$\gamma_k$ : Densidad del techo inmediato (fracturado), en ton/m<sup>3</sup> (1,8ton/m<sup>3</sup>).

$\sigma_t$ : Presión del techo inmediato, en ton/m<sup>2</sup>.

$$h_{Mto \text{ Bolas}} = 0,6m \frac{2,6 \text{ ton/m}^3}{1,8 \text{ ton/m}^3 * 2,6 \text{ ton/m}^3} = 0,3m$$

<sup>20</sup> Cemal Birön, Ergin Arioglu. Diseño de ademes en minas, 1987.



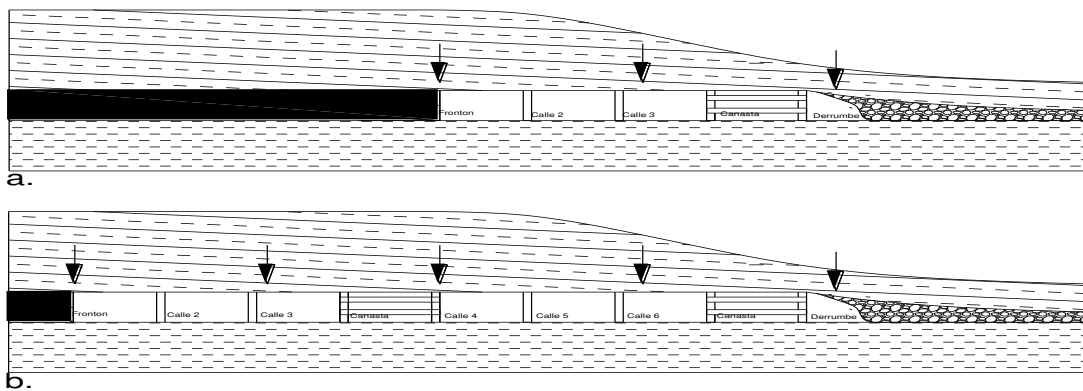
$$\sigma_t = 0,3m * 1,8 \text{ ton}/m^3 = 0,6 \text{ ton}/m^2$$

$$h_{Mto \text{ Piedro}} = 1,1m \frac{2,6 \text{ ton}/m^3}{1,8 \text{ ton}/m^3 * 2,6 \text{ ton}/m^3} = 0,6m$$

$$\sigma_t = 0,6m * 1,8 \text{ ton}/m^3 = 1,1 \text{ ton}/m^2$$

De lo anterior, la presión de techo sobre el sostenimiento en el tajo con puntales de madera es de  $0,6 \text{ ton}/m^2$  para el tajo en el manto Bolas y de  $1,1 \text{ ton}/m^2$  para el tajo en el manto Piedro. La altura del techo inmediato es más o menos la mitad del espesor del manto explotado. El tipo de sostenimiento se hace necesario en la medida en que se deben mantener vías abiertas para: el arranque del mineral, tránsito de personal, transporte de herramientas y materiales y una vía que permite separar las anteriores del derrumbe. En la mina Tauro en ocasiones permanecen más de tres calles abiertas debido a que el derrumbe no se produce en corto tiempo conforme avanza la explotación (ver figura 39).

**Figura 39.** a. Derrumbe controlado en el tajo, b. zonas sin controlar el derrumbe.



**Fuente:** Datos de estudio.

Al borde de la vía de desarrollo en el nivel 300, es evidente el daño causado al sostenimiento debido a que no se tiene una protección que permita interrumpir este daño (ver foto 6). Si bien la vía de desarrollo se encuentra adelantada 30m del tajo; al borde de la vía se construyen canastas con madera rolliza (ver foto 7) para la protección del nivel, lo cual no es suficiente para evitar el daño en los arcos al momento que se produce el derrumbe (golpe de techo).

- **Convergencia en el tajo.** Durante el estudio se observó que la convergencia entre piso y techo del tajo no es progresiva a lo largo de la sección a medida que avanza el frontón y tampoco se genera el derrumbe de forma

controlada, llegando a generar espacios de más de 30m sin que se genere el derrumbe (ver figura 39b).

**Foto 6.** Daños al sostenimiento en el nivel superior del tajo (nivel 300, manto Piedro).



**Fuente:** Datos de estudio.

La convergencia en el tajo es ocasionada por la calidad de la roca existente en el techo (arcillolita), la presencia de agua, la profundidad, el buzamiento del manto, el avance de la explotación y el diámetro de los puntales. La convergencia en la parte inferior de los tajos es originada por un aumento de presión ocasionada por el ángulo de sesgo existente entre el frontón del tajo y el nivel.

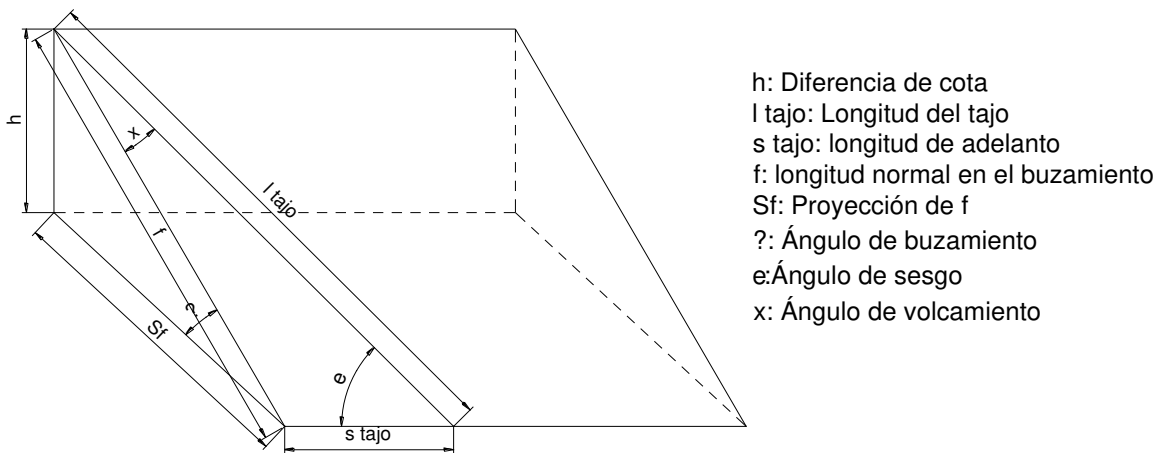
**Foto 7.** Protección del borde de la vía en el nivel 300. Canasta en madera rolliza



**Fuente:** Datos de estudio.

El ángulo de sesgo (ver figura 40) no se puede aumentar con respecto a la longitud de adelanto, debido a que en la esquina superior y sobre la vía superior termina (ángulo de volcamiento) en forma de cuña lo que puede producir problemas ante el aumento de presiones manifestándose por el agrietamiento y deterioro de la vía superior por la poca área de soporte. Para estos casos es recomendable usar un ángulo de sesgo entre  $65^\circ$  a  $75^\circ$ , considerando que el ángulo de sesgo para yacimientos con buzamiento mayor a  $50^\circ$  no debe superar los  $45^\circ$  <sup>21</sup>.

**Figura 40.** Dimensionamiento de un tajo.



**Fuente:** Jojoa, Jaime W. Modulo métodos de explotación bajo tierra, capítulo III.

### 6.3 RECOMENDACIONES PARA EL SOSTENIMIENTO

Para lograr el equilibrio entre la excavación y la fortificación, y con base en el análisis geológico y mecánico se plantea un modelo de sostenimiento que garantice la sección normal de la excavación y permita el desarrollo de las labores mineras.

El uso del acero para el sostenimiento es aplicable para diversas condiciones del terreno. Este tipo de materiales posee un módulo de elasticidad y ductilidad, que lo hace homogéneo con excelentes propiedades mecánicas a los esfuerzos de tracción y compresión a los que se ve sometido. Los perfiles TH son elementos que se emplean en la construcción de obras subterráneas y pueden estar sometidos a esfuerzos de compresión, torsión, pandeo y flexión.

<sup>21</sup> Jojoa, William. Modulo métodos de explotación bajo tierra, capítulo III, pág. 23.

**6.3.1 Cálculo estimado de los arcos cedentes.** Los arcos cedentes al disminuir 30 o 40cm de altura, no pueden proporcionar un modelo estático para los cálculos. La estimación de las dimensiones se hace según el criterio de convergencia de las vías principales:

$$K = -78 + 0,666H + 4,3 mK_t + 7,7 \sqrt{10K_f} \quad (57)$$

$$K' = -58 + 0,039H + 3,7 mK_t + 6,7 \sqrt{10K_f} \quad (58)$$

$$Y = 3,5 + 0,23K \quad (59)$$

$K$ : Convergencia final, en por ciento.

$K'$ : Hinchazón del suelo, en por ciento.

$Y$ : Cierre de los lados, en por ciento.

$H$ : profundidad de la entrada, en metros.

$m$ : Espesor del manto, en metros.

$K_t$ : Coeficiente, según el ademe de las nervaduras de la entrada<sup>22</sup>.

$K_f$ : Coeficiente, según la roca de techo<sup>23</sup>.

$$\text{Si } \frac{K'}{K} < 0,7 \text{ perfiles cedentes, 26 a } 29 \frac{\text{kg}}{\text{m}} \quad (60)$$

$$\text{Si } \frac{K'}{K} > 0,7 \text{ perfiles cedentes, 30 a } 36 \frac{\text{kg}}{\text{m}} \quad (61)$$

Aplicando las ecuaciones 57 a 59, para vías construidas por manto Bolas y Piedro, el perfil a utilizar sería (ver cuadro 28):

**Cuadro 28.** Estimación del peso de los perfiles para los niveles 300 y 400.

MANTO	NIVEL	PROFUNDIDAD (m)	K (%)	K' (%)	Y (%)	K'/K	Peso del perfil (kg/m)
Bolas	300	210	109	-8,7	28,6	-0,08	26 a 29 kg/m
Piedro	300	210	113,5	-4,9	29,6	-0,04	26 a 29 kg/m
Bolas	400	296	166,5	-5,3	41,8	-0,03	26 a 29 kg/m

**Fuente:** Datos de estudio.

De acuerdo a la ecuación 60 el perfil apropiado para el sostenimiento de las vías por manto Bolas y manto Piedro sería de 26 a 29 kg/m. Es de considerar que los

<sup>22</sup> Diseño de ademes en minas. Tabla 2.9,pag 111.

<sup>23</sup> Diseño de ademes en minas. Tabla 2.10.pag 111.

arcos que actualmente se están utilizando para las vías en la mina Tauro son de 21 kg/m.

### 6.3.2 Relación de la curva característica del macizo con el sostenimiento.

Las curvas características del macizo – sostenimiento, relacionan la deformación respecto a los esfuerzos, con el propósito de alcanzar el punto de equilibrio, que debe ser soportado por los elementos de sostenimiento que se emplean en los niveles 300 y 400, de modo que garantice la sección mínima requerida para la operación minera.

Los valores necesarios para alcanzar el punto de equilibrio entre las curvas, teniendo en cuenta la separación de los arcos se muestran los cuadros 29 y 30.

**Cuadro 29.** Separación entre arcos nivel 300.

Símbolo	Valor	Parámetro
As (m <sup>2</sup> )	0,003	Área de la sección del perfil
Es (Mpa)	207000	Módulo de deformación del acero
fy (Mpa)	270	Punto cedente del acero
Sc (m)	0,7	Separación entre arcos

**Fuente:** Datos de estudio.

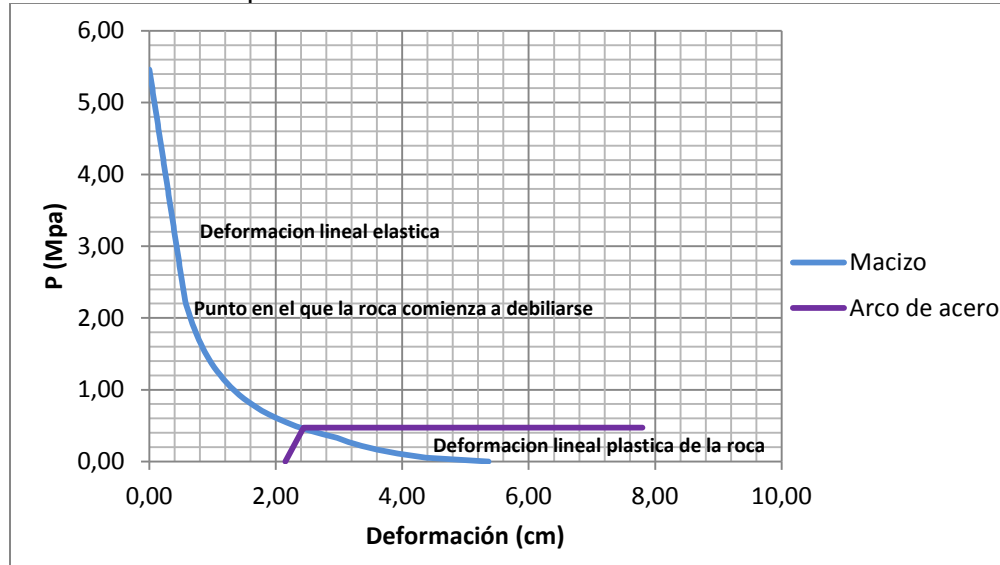
**Cuadro 30.** Separación entre arcos nivel 400.

Símbolo	Valor	Parámetro
As (m <sup>2</sup> )	0,003	Área de la sección del perfil
Es (Mpa)	207000	Módulo de deformación del acero
fy (Mpa)	270	Punto cedente del acero
Sc (m)	0,5	Separación entre arcos

**Fuente:** Datos de estudio.

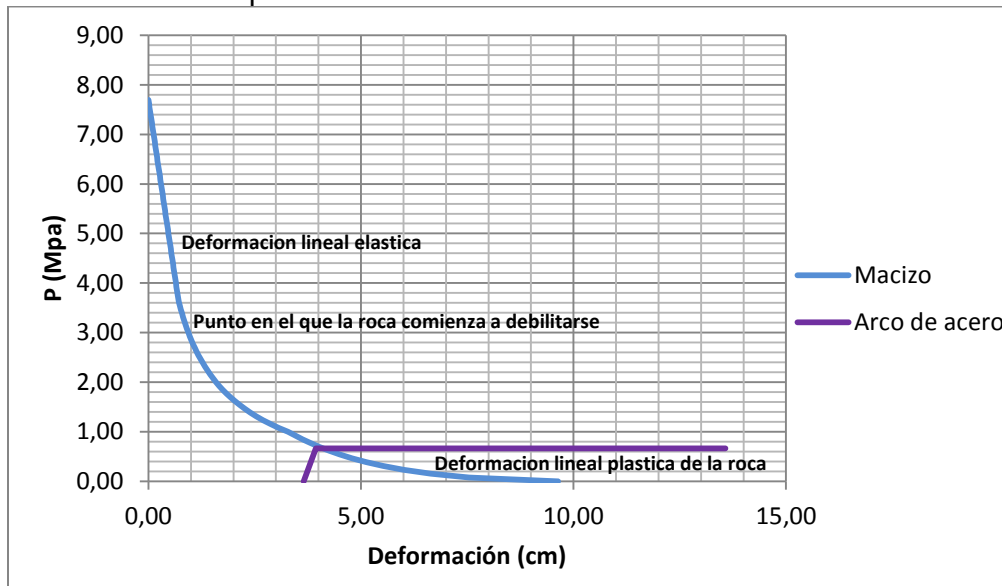
Para el nivel 300 es necesario colocar los arcos cada 0,7m. Esto permite alcanzar el punto de equilibrio antes de que el material empiece el proceso de deformación dúctil. En el nivel 400 es recomendable instalar los arcos cada 0,5m, de manera que garantice la estabilidad y alcance el punto de equilibrio con la curva del macizo rocoso y el sistema sea eficaz.

**Figura 41.** Punto de equilibrio sostenimiento N 300.



**Fuente:** Datos de estudio.

**Figura 42.** Punto de equilibrio sostenimiento N400.



**Fuente:** Datos de estudio.

Para el nivel 300 con un esfuerzo vertical de 5,5MPa y en el nivel 400 de 7,7MPa no existe ningún tipo de desplazamiento (estado del terreno antes de realizar la excavación (ver figura 41 y 42). A medida que empieza a disminuir el esfuerzo existe un desplazamiento, que se genera debido a la presión interna de la excavación y aumenta debido a la relajación que supone la excavación, como

consecuencia de la descompresión de la roca y la disminución de la fuerza entre partículas.

El punto donde ocurre el cambio de estado elástico a plástico, corresponde al esfuerzo radial crítico. En el nivel 300 este punto se da cuando se alcanza un desplazamiento de 0,6m con un esfuerzo de 2,1MPa; en el nivel 400 de 0,8m y 3,3MPa.

Cuando la deformación es de 2,4cm para el nivel 300 y 4,0cm para el nivel 400, se produce la interacción macizo-sostenimiento y ambos llegan a una presión de equilibrio de 0,5MPa y 0,7MPa respectivamente.

El macizo consigue el equilibrio sin sostenimiento cuando el desplazamiento ha sido de 5,3cm para el nivel 300 y 9,6cm para el nivel 400. Es decir, en punto donde la presión radial se hace cero en el perímetro de la excavación.

El sostenimiento empieza a actuar en el nivel 300 cuando el desplazamiento en el perímetro de la excavación ha sido de 2,1cm y de 3,6cm en el nivel 400.

**6.3.3 Relación Costo Beneficio para el sistema de sostenimiento.** En el cuadro 31 se muestra lo que sería los costos de instalación del sistema de sostenimiento actual (arcos THN 21, grapas, tresillones y madera para forro), en una longitud de vía de 100m. Como se demostró en el capítulo 5, la distancia entre arcos de 1,25m no es efectiva para los niveles 300 y 400.

Lo recomendable para el caso del nivel 300 es colocar el sostenimiento cada 0,7m y para el nivel 400 cada 0,5m. Lo que quiere decir que se van a necesitar más arcos, por lo tanto, los costos aumentarán.

Si se realiza reforcé con arcos de acero (cambio de arcos), cada tres a seis meses, la cantidad que se deforma aproximadamente es del 50%. Los costos subirían 50%. Si el reforcé es con madera el costo aumentaría en 9,4%.

Utilizando los ábacos para el cálculo de la entibación necesaria para una galería de acuerdo a TEDESA, donde se tiene en cuenta la mitad del ancho de la excavación y la carga vertical en  $\text{ton/m}^2$ , se determina la distancia entre arcos y el peso del perfil que se ajuste a la necesidad.



**Cuadro 31.** Costos de instalación y mantenimiento del sostenimiento.

<b>INSTALACION DEL SOSTENIMIENTO (arco de acero THN 21Kg)</b>				
Longitud de vía (m)	Separación de arcos (m)	Cantidad de arcos	Precio und.	Total
100	1,25	80	\$ 1.044.923	\$ 83.593.829
100	0,7	143	\$ 1.044.923	\$ 149.274.694
100	0,5	200	\$ 1.044.923	\$ 208.984.571
<b>REFORCE DE SOSTENIMIENTO (arco de acero THN 21Kg)</b>				
Longitud de vía (m)	Separación de arcos (m)	Cantidad de arcos	Precio und.	Total
100	1,25	40	\$ 1.044.923	\$41.796.914
100	0,7	71	\$ 1.044.923	\$74.637.347
<b>REFORCE EN MADERA ROLLIZA AL SOSTENIMIENTO (diámetro de 0,15m)</b>				
Longitud de vía (m)	Separación de arcos (m)	Cantidad de arcos	Precio und.	Total
100	1,25	80	\$88.000	\$7.040.000
100	0,7	143	\$88.000	\$12.571.429

**Fuente:** Datos de estudio.

**Cuadro 32.** Comparación de precios arcos THN 21Kg y THN 29Kg.

CONCEPTO	CARACTERISTICA	VALOR UND.
Arco de acero	<b>THN 21kg, Tipo 1- I1 (sección de 6,9m<sup>2</sup>), con uniones G-405 en THN 21 Kg</b>	\$ 577.360
Tresillones	UPN80*700mm y ganchos de sujeción	\$ 133.140
	Madera para forro	\$ 68.000
	Total sistema sostenimiento	\$ 1.044.923
	Cantidad de arcos (separados a <b>0,7m</b> )	143
	<b>Total</b>	<b>\$ 149.274.694</b>
Arco de acero	<b>THN 29kg, Tipo 1- I1 (sección de 6,9m<sup>2</sup>), con uniones G-405 en THN 29 Kg</b>	\$ 758.240
Tresillones	UPN80*1250mm y ganchos de sujeción	\$ 170.415
	Madera para forro	\$ 68.000
	Total sistema sostenimiento	\$ 1.337.565
	Cantidad de arcos (separados a <b>1,25m</b> )	80
	<b>Total</b>	<b>\$ 107.005.200</b>

**Fuente:** Datos de estudio.

Reemplazando los perfiles THN 21Kg por perfiles THN de 29Kg con una sección de 6,9m<sup>2</sup>, el costo disminuye en un 28%.

El sistema de sostenimiento está compuesto por el arco THN 29Kg con uniones G-405 THN 29Kg, tres tresillones y forro en madera rolliza de diámetro de 0,15m.



## CONCLUSIONES

Se realiza el levantamiento de diaclasas determinando así, las familias representativas del macizo rocoso y la litología de techo y piso de cada uno de los mantos; la relación existente entre la dirección de las discontinuidades y la dirección del túnel afecta la estabilidad de la excavación ya que van en dirección paralela. En los frentes de explotación y en sectores asociados al fracturamiento de la roca y en los tambores de descargue es evidente el flujo de agua, lo cual se puede asociar a problemas relacionados con inestabilidad.

Se realiza la caracterización del macizo rocoso estudiado por sectores de explotación, determinando la calidad del macizo como **media** según el índice RMR. Es posible que cada sector responda diferente de acuerdo a los esfuerzos actuantes (naturales e inducidos) en la excavación, no obstante, la clasificación geomecánica del macizo no puede reemplazar a los procedimientos analíticos o la experiencia en ingeniería; son simplemente una ayuda adicional y pueden considerarse como una herramienta que está a disposición para el diseño del sostenimiento y una aproximación general a las características del macizo rocoso.

De los ensayos de laboratorio realizados se determinó la resistencia a compresión simple de  $\sigma_c = 29,8 \text{ MPa}$  para la roca encajante, peso específico  $\gamma = 0,026 \text{ MN/m}^3$  y los módulos de deformación  $E_i = 1537$ . Por la presencia de agua y las características de la roca encajante de los mantos de carbón (lutitas y arcillolitas), hace que la capacidad de resistencia del macizo sea menor.

Entre las causas del problema de inestabilidad se considera un factor indirecto el flujo de agua presente en la mina que aprovecha los planos de estratificación débiles y con dirección paralela a las vías (N37E).

Se presentan cuñas en el techo y la pared derecha para manto Bolas y de techo y pared izquierda en manto Piedro, siendo de mayor influencia de acuerdo al tamaño y peso para el manto Bolas; no es posible indicar una tendencia uniforme de estabilidad en las longitudes de los túneles, pero se determinan las características de estabilidad según el manto donde se construyan las vías, indicando la necesidad de tener un control hacia el techo de la excavación.

Durante el proceso de seguimiento de las deformaciones en las zonas críticas se determinó que la pérdida de sección ha sido del 42% en relación a la sección

inicial de  $6,9\text{m}^2$ , lo cual hace que aumente el tiempo en los ciclos de transporte debido a que se restringe el paso por estas zonas, además de presentarse el desprendimiento y plegamiento progresivo de las rocas del respaldo superior.

Las deformaciones dependen directamente de la magnitud de los esfuerzos, del tipo de roca y geometría de la excavación. Las magnitudes de esfuerzos geostáticos “in situ” no superan los 8MPa, antes de realizar la excavación, con lo cual el campo de esfuerzos original es de baja magnitud.

Las curvas de desplazamiento de la excavación y el arco de acero, debido a las presiones y las separación de los arcos, no alcanza su punto de equilibrio entre la excavación – sostenimiento, por lo tanto el factor de seguridad es menor que 1. El software Phase muestra que la concentración del esfuerzo principal mayor para los niveles construidos por cualquiera de los mantos, es en los costados donde los esfuerzos son a compresión lo cual se evidencia en la dirección en la que se presenta la deformación de los arcos en la mina Tauro.

Debe estar controlado el derrumbe luego de realizada la explotación del mineral. Estas son medidas que pueden influir en el comportamiento del techo inmediato. La zona ya explotada influye en el asentamiento del respaldo principal e indirectamente en la convergencia o agrietamiento del techo inmediato; que se ve reflejado en el estado de las vías de desarrollo hacia el costado derecho donde se presenta la mayor deformación del sostenimiento.

Aumentar el peso de los perfiles THN 21Kg a THN 29Kg y manteniendo la sección de  $6,9\text{m}^2$  con una separación del sostenimiento de 1,25m, se obtiene un factor de seguridad de 1 lo cual garantiza la seguridad de las labores y el personal. Considerando además que permite que el rendimiento en los ciclos de transporte, disminuye daños a la maquinaria y reduce gastos en cuanto a mantenimiento y refuerzo de las zonas donde se presente mayor influencia de las presiones y presencia de agua.



## RECOMENDACIONES

Instalar un equipo de control con el fin de observar la evolución del sistema macizo - fortificación, de acuerdo al ajuste tensional y sección normal de la excavación.

Considerar que se puede cambiar el peso del perfil de los arcos de THN 21Kg por THN 29Kg, como el tipo de perfil más recomendado según el comportamiento del macizo.

Se recomienda interponer una solera que reparta las cargas en la base de las palancas de los arcos de acero. Es suficiente una placa metálica o un trozo de madera para reducir el hundimiento de los arcos en el piso de la excavación.

Dejar machón de protección en las vía superior, para disminuir el efecto del derrumbe del tajo sobre los niveles 300 y 400. Y realizar labores de mantenimiento en las vías (rebaje de pisos), para garantizar la operación de transporte en la mina.

Hacer un control del agua infiltrada de las minas vecinas, ya que hace variar las propiedades mecánicas de la roca, condicionando los efectos de deformación al sistema de sostenimiento y mejorar el sistema de desagüe, con el fin de controlar la infiltración hacia los tajos y vías de explotación.

Realizar el estudio hidrogeológico con detalle que permita manifestar de manera coherente el comportamiento el flujo de agua, la presión hidrostática, los volúmenes y el comportamiento temporal del agua en la mina.



## BIBLIOGRAFIA

CARTAYA PIRE, Maday; BLANCO TORRES, Roberto. Caracterización geomecánica de los macizos rocosos en minas subterráneas de la región oriental del país. Revista minería y geología. Vol xvii, no 1. 2000.

JOJOA MUÑOZ, Jaime William. Modulo apuntes de clase, mecánica de rocas, capítulo I: clasificación de los macizos rocosos. Sogamoso. 2013.

BRAJA M. DAS. Principles of Geotechnical Engineering. Seventh Edition. CENGAG Learning.

PARISEAU. William G. Design Analysis in Rock Mechanics. Malcolm McKinnon Endowed Chair, Department of Mining Engineering, University of Utah, Salt Lake City, Utah, USA. 2006.

ZHANG. Lianyang. Engineering Properties of Rocks. Elsevier Geo-Engineering Book Series. Series editor: Hudson, John A. Volume 4.

KARZULOVIC, Antonio. Sistemas de clasificación y clasificación geotécnica de macizos rocosos.

E. HOEK. P.K. KAISER. W.F. BAWDEN. Support of Underground Excavations in Hard Rock. 2000. Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia. Sogamoso.

BIENIAWSKI. Z. T. Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering. 1989.

B. H. G. BRADY, E. T. BROWN. Rock mechanics for underground mining. Editorial George Allen & Unwin Ltd. London. 1985. Escuela ingeniería de minas. Jaime William Jojoa. 2004.

CORREA ARROYAVE. Álvaro. Mecánica de rocas. Teoría de elasticidad y elementos finitos. Universidad Nacional de Colombia. Facultad de ingeniería.

DISEÑO DE ADEMÉS EN MINAS, Cemal Birön, Ergin Arioglu. Primera edición, 1987.

## ANEXO A. LEVANTAMIENTO DE DISCONTINUIDADES.

**Tabla 1.** Levantamiento de discontinuidades cruzada manto La Gemela- Bolas.

ID	Dirección Buzamiento	Buzamiento	Espaciado	Continuidad		Abertura	Rugosidad	Rellenos		
	(°)	(°)	mm	Rumbo	Buzamiento	mm		Meteorización	Filtraciones	Resistencia
1	145	53	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
2	120	52	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
3	155	57	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
4	342	75	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
5	325	83	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
6	303	64	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
7	338	45	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
8	2	64	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
9	337	47	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
10	321	58	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
11	313	57	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
12	211	86	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
13	120	50	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
14	355	55	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
15	154	40	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
16	28	50	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
17	18	30	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
18	305	47	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
19	16	73	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
20	40	78	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
21	5	55	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
22	20	64	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
23	230	88	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
24	237	77	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
25	248	79	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
26	265	78	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
27	225	76	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
28	307	50	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
29	188	65	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
30	360	55	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
31	310	60	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
32	305	58	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
33	310	57	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
34	328	52	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
35	288	58	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
36	242	79	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
37	220	38	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
38	144	52	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
39	129	56	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
40	299	50	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
41	330	51	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
42	314	61	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
43	194	58	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
44	314	54	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
45	209	68	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
46	215	78	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
47	194	69	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
48	183	50	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
49	185	67	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
50	215	58	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
51	310	49	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
52	305	57	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
53	132	57	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
54	135	62	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
55	193	65	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
56	193	54	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura

57	192	64	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
58	328	57	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
59	315	46	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
60	335	75	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
61	26	55	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
62	303	46	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
63	144	74	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
64	155	63	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
65	154	74	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
66	175	50	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
67	165	12	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
68	102	63	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
69	311	61	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
70	328	64	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
71	310	52	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
72	114	59	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
73	150	70	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
74	140	61	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
75	235	79	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
76	316	69	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
77	308	56	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
78	329	77	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
79	316	75	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
80	325	81	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
81	306	63	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
82	178	51	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
83	30	76	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
84	151	87	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
85	128	50	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
86	134	53	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
87	129	56	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
88	179	60	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
89	132	57	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
90	129	62	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
91	134	56	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
92	354	51	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
93	355	54	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
94	293	63	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
95	314	63	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
96	191	53	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
97	81	59	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
98	305	51	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
99	130	64	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
100	150	43	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
101	310	52	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
102	330	54	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
103	320	42	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura
104	325	51	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Seco	Dura

**Fuente:** Datos de estudio.

**Tabla 2.** Levantamiento de discontinuidades cruzada manto Bolas -Piedro

ID	Dirección Buzamiento	Buzamiento	Espaciado	Continuidad		Abertura	Rugosidad	Rellenos		
	(°)	(°)	mm	Rumbo	Buzamiento	mm		Meteorización	Filtraciones	Resistencia
1	120	53	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
2	135	54	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
3	124	54	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
4	160	70	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
5	126	56	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
6	134	50	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
7	139	56	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
8	139	48	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
9	131	54	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
10	135	46	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
11	136	39	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
12	131	56	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
13	134	56	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
14	134	57	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
15	131	48	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
16	143	59	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
17	138	62	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
18	139	38	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
19	127	55	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
20	126	49	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
21	134	46	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
22	312	44	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
23	308	50	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
24	335	45	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
25	338	62	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
26	330	43	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
27	10	40	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
28	325	55	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
29	302	54	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
30	302	58	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
31	355	66	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
32	300	34	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
33	352	63	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
34	315	67	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
35	260	42	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
36	312	50	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
37	320	54	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
38	142	58	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
39	81	57	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
40	128	54	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
41	124	57	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
42	132	46	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
43	134	64	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
44	130	47	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
45	118	52	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
46	128	55	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
47	140	52	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
48	146	48	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
49	146	48	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
50	144	29	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
51	151	60	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
52	151	48	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
53	130	50	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
54	144	58	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
55	136	56	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
56	322	45	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
57	213	60	60-200	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura

58	135	52	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
59	133	53	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
60	275	32	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
61	280	53	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
62	300	71	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura
63	305	58	20-60	>20	>20	0,1-0,25	O. L.	L. M.	Goteos	Dura

**Fuente:** Datos de estudio.

O. L.: ondulada lisa.

L. M.: ligeramente meteorizada.

### **Cuadro 1. Características de las discontinuidades.**

Características de las discontinuidades																																																																																															
Cruzada	Espaciado	Continuidad	Abertura	Rugosidad	Meteorización	Filtraciones	Resistencia																																																																																								
Gemela - Bolas	2	5	2	2	2	1	5																																																																																								
Bolas - Piedro	2	5	2	2	2	3	5																																																																																								
<table><tr><td>Espaciado</td><td>Continuidad</td><td>Abertura</td><td>Rugosidad</td></tr><tr><td>Extrema.</td><td></td><td></td><td></td></tr><tr><td>1 Juntas</td><td></td><td>1 muy baja</td><td>1 Muy cerrada</td></tr><tr><td>2 muy juntas</td><td></td><td>2 baja</td><td>2 Cerrada</td></tr><tr><td>3 juntas</td><td></td><td>3 moderada</td><td>3 Abierta</td></tr><tr><td>Moderadam.</td><td></td><td></td><td></td></tr><tr><td>4 Juntas</td><td></td><td>4 alta</td><td>4 Abierta</td></tr><tr><td>5 separadas</td><td></td><td>5 muy alta</td><td>5 moderadam. Abierta</td></tr><tr><td>6 muy separadas</td><td></td><td></td><td>6 Ancha</td></tr><tr><td>7 Extre. Separadas</td><td></td><td></td><td>7 Muy ancha</td></tr><tr><td></td><td></td><td></td><td>8 Extrema. Ancha</td></tr><tr><td></td><td></td><td></td><td>9 cavernas</td></tr><tr><td>Meteorización</td><td>Filtraciones</td><td>Resistencia</td><td></td></tr><tr><td>1 Sana</td><td>1 Seco</td><td>1 Muy blando</td><td></td></tr><tr><td>Algo</td><td></td><td></td><td></td></tr><tr><td>2 meteorizada</td><td>2 Húmedo</td><td>2 Blando</td><td></td></tr><tr><td>Media</td><td></td><td></td><td></td></tr><tr><td>3 meteorizada</td><td>3 Goteos</td><td>3 Consistencia</td><td></td></tr><tr><td>Muy</td><td></td><td></td><td></td></tr><tr><td>4 meteorizada</td><td>4 Flujo</td><td>4 Muy consistente</td><td></td></tr><tr><td>5 Compl. Meteorizada</td><td></td><td>5 Duro</td><td></td></tr><tr><td>6 Suelo residual</td><td></td><td>6 Muy duro</td><td></td></tr></table>								Espaciado	Continuidad	Abertura	Rugosidad	Extrema.				1 Juntas		1 muy baja	1 Muy cerrada	2 muy juntas		2 baja	2 Cerrada	3 juntas		3 moderada	3 Abierta	Moderadam.				4 Juntas		4 alta	4 Abierta	5 separadas		5 muy alta	5 moderadam. Abierta	6 muy separadas			6 Ancha	7 Extre. Separadas			7 Muy ancha				8 Extrema. Ancha				9 cavernas	Meteorización	Filtraciones	Resistencia		1 Sana	1 Seco	1 Muy blando		Algo				2 meteorizada	2 Húmedo	2 Blando		Media				3 meteorizada	3 Goteos	3 Consistencia		Muy				4 meteorizada	4 Flujo	4 Muy consistente		5 Compl. Meteorizada		5 Duro		6 Suelo residual		6 Muy duro	
Espaciado	Continuidad	Abertura	Rugosidad																																																																																												
Extrema.																																																																																															
1 Juntas		1 muy baja	1 Muy cerrada																																																																																												
2 muy juntas		2 baja	2 Cerrada																																																																																												
3 juntas		3 moderada	3 Abierta																																																																																												
Moderadam.																																																																																															
4 Juntas		4 alta	4 Abierta																																																																																												
5 separadas		5 muy alta	5 moderadam. Abierta																																																																																												
6 muy separadas			6 Ancha																																																																																												
7 Extre. Separadas			7 Muy ancha																																																																																												
			8 Extrema. Ancha																																																																																												
			9 cavernas																																																																																												
Meteorización	Filtraciones	Resistencia																																																																																													
1 Sana	1 Seco	1 Muy blando																																																																																													
Algo																																																																																															
2 meteorizada	2 Húmedo	2 Blando																																																																																													
Media																																																																																															
3 meteorizada	3 Goteos	3 Consistencia																																																																																													
Muy																																																																																															
4 meteorizada	4 Flujo	4 Muy consistente																																																																																													
5 Compl. Meteorizada		5 Duro																																																																																													
6 Suelo residual		6 Muy duro																																																																																													

**Fuente:** datos de estudio.



## ANEXO B. MEDIDAS DE DESPLAZAMIENTO DEL SOSTENIMIENTO.

**Cuadro 2.** Datos obtenidos del comportamiento del sostenimiento.

Nivel 300							
06-ene-17				04-abr-17			
Abscisa		Ancho	Alto	Abscisa		Ancho	Alto
Manto Bolas	km0+0	2,9	2,3	Manto Bolas	km0+0	2,8	2,3
	km0+12,5	2,9	2,3		km0+12,5	2,9	2,3
	km0+39	3	2,2		km0+39	2,9	2,1
	km0+51,25	3	2,2		km0+51,25	2,9	2,1
	km0+64	2,8	2,2		km0+64	2,7	2,1
	km0+74,75	3	1,9		km0+74,75	2,9	2
	km0+87	3	2,05		km0+87	2,9	1,9
	km0+114,5	2,9	1,95		km0+114,5	3,2	1,9
	km0+150	3	2,05		km0+150	2,8	1,8
	km0+187,5	3,1	2,15		km0+187,5	2,9	2
	km0+200	3,1	2,05		km0+200	2,9	2,3
	km0+212,5	2,9	2,2		km0+212,5	2,8	2,1
Manto Piedro	km0+0	2,9	2,1	Manto Piedro	km0+0	3	2
	km0+12,5	2,8	2,15		km0+12,5	2,7	1,9
	km0+25	2,1	1,9		km0+25	2,5	1,8
	km0+43,75	2,8	1,85		km0+43,75	2,6	1,9
	km0+62,5	2,7	2		km0+62,5	2,9	1,9
	km0+97,5	3	1,95		km0+97,5	2,9	2
	km0+122,5	2,9	2,15		km0+122,5	3	2,1
	km0+155	2,9	2,2		km0+155	2,8	2,1
	km0+167,5	2,7	2,5		km0+167,5	2,7	2,4
	km0+180	2,6	2,6		km0+180	2,5	2,4
	km0+205	2,6	2,5		km0+205	2,5	2,4
	km0+217,5	3,2	2,4		km0+217,5	2,9	2,3
	km0+242,5	3,2	2,4		km0+242,5	3,2	2,3
					km0+255	3,2	2,4
			km0+267,5	3,2	2,4		
Nivel 400							
Manto Bolas	06-ene-17			04-abr-17			
Zona de poca afectación	Abscisa	Ancho	Alto	Manto Bolas	Abscisa	Ancho	Alto
	km0+0	3,2	2,4		km0+0	3,1	2,3
	km0+12,5	3,1	2,3		km0+12,5	3	2,2
	km0+34	2,4	2,4		km0+34	3	2,2
	km0+46	3,2	2,2		km0+46	3,1	2,2
	km0+59	3	2,2		km0+59	3	2,1
Zona crítica 1	km0+68	3,2	2,3		km0+68	3	2,1
	km0+84	3,2	2,2		km0+84	3	2,2
	km0+88	3,2	2,3		km0+88	3	2,1
Zona crítica 2	km0+100,5	3,2	2,4		km0+100,5	3	2,3
	km0+106	3,1	2,15		km0+106	3,1	2,15

	km0+115	2,9	1,95		km0+115	2,9	1,95
	km0+128	3,2	2,2		km0+128	3,2	2,2
	km0+140	2,4	2,3		km0+140	2,4	2,3
	km0+152	3,1	2,4		km0+152	2,9	2,2
	km0+164	3,2	2,1		km0+164	2,9	2,1
	km0+177	3	1,9		km0+177	3	1,9
	km0+190	3,2	2,1		km0+190	3,2	2,1
	km0+200	3	2,2		km0+200	3	2,2
Zona de poca afectación	km0+205	3,2	2,1		km0+205	2,9	1,9
	km0+217,5	3	2,2		km0+217,5	2,9	1,8
	km0+230	3,1	1,85		km0+230	3,1	1,85
	km0+242,5	3,1	1,9		km0+242,5	2,9	1,7
	km0+255	3	1,9		km0+255	3	1,8
	km0+267,5	3,1	2		km0+267,5	2,9	1,9
Zona crítica 3	km0+277	3,2	2,1		km0+277	2,6	2
	km0+288	3,2	2,3		km0+288	2,3	1,8
	km0+289	2,4	2,2		km0+289	2,1	2,1
	km0+295	2,3	1,7		km0+295	2,3	1,7
	km0+301	2,3	1,8		km0+301	2,2	1,8
	km0+307	2,4	1,65		km0+307	2,4	1,6
	km0+319	2,7	1,9		km0+319	2,2	1,6
	km0+331	2,7	2,05		km0+331	2,4	1,9
	km0+344	2,5	1,8		km0+344	2,5	1,8
	km0+354	3	2		km0+354	2,4	1,8
Zona de poca afectación	km0+366,5	3	2		km0+366,5	2,9	2
	km0+379	3	2,05		km0+379	2,7	1,9
	km0+400	3,2	2		km0+400	2,6	1,8
	km0+413	3,2	2,05		km0+413	2,8	1,9
	km0+425	3,2	2,4		km0+425	3,1	2,2
	km0+444	3,1	2,3		km0+444	3,1	2,3
	km0+476,5	3,1	2,4		km0+476,5	3	2,3
	km0+487,5	3,1	2,4		km0+487,5	2,9	2,4
	km0+506	3,1	2,35		km0+506	3	2,3
	km0+525	3,2	2,4		km0+525	3,1	2,3
	km0+537,5	3,2	2,4		km0+537,5	3,1	2,4
	km0+550	3,2	2,4		km0+550	3,1	2,6
					km0+562,5	3,1	2,6
					km0+575	3,2	2,8

Fuente: datos de estudio.

## ANEXO C. ENSAYOS DE LABORATORIO.

**Cuadro 3.** Ensayo de compresión simple.

No. Muestra	Muestra	Coordenada			Res. a compresión	Resistencia	Elasticidad	Peso específico
		N	E	Z	$\sigma_{ci}$ (Mpa)	KN	Ei	Y (g/cm3)
38	Techo Piedro	1083303	1042214,4	2413	27,32	43,9	1582,81	2,589
39	Techo Piedro	1083303	1042214,4	2413	34,98	56	3074,1	2,616
40	Techo Piedro	1083303	1042214,4	2413	36,14	58,4	2650,77	2,591
41	Techo Piedro	1083303	1042214,4	2413	39,52	65,2	2996,14	2,569
42	Techo Piedro	1083303	1042214,4	2413	20	32,4	633,06	2,614
43	Piso Piedro	1083303	1042214,4	2412	19,4	30,9	421,7	2,511
44	Piso Piedro	1083303	1042214,4	2412	18,52	30	1222,19	2,423
45	Piso Piedro	1083303	1042214,4	2412	21,71	35,1	1237,41	2,495
46	Piso Piedro	1083303	1042214,4	2412	17,98	29,2	418,26	2,497
47	Piso bolas	1083703,5	1042490,9	2414	19,88	32,1	1111,97	2,665
48 A	Piso bolas	1083703,5	1042490,9	2414	34,86	56,8	258,36	2,65
48 B	Piso bolas	1083703,5	1042490,9	2414	34,2	55,8	262,09	2,625
49 A	Piso bolas	1083703,5	1042490,9	2414	14,94	24,2	411,82	2,661
49 B	Piso bolas	1083703,5	1042490,9	2414	13,77	22,4	405,22	2,632
50 A	Piso bolas	1083703,5	1042490,9	2414	53,69	80,2	2807,37	2,639
50 B	Piso bolas	1083703,5	1042490,9	2414	52,83	79	2888,8	2,637
60	Techo bolas	1083303	1042214,4	2412,5	38,94	63,1	2565,48	2,605
61	Techo bolas	1083383	1042214,4	2412,5	43,25	70,1	3329,92	2,556
62	Techo bolas	1080303	1042214,4	2412,5	20,66	33,7	645,43	2,61
63	Techo bolas	1083303	1042214,4	2412,5	18,68	30,4	652,15	2,561
51	Techo gemela	1083559	1042320,2	2413	48,94	79,4	2465,04	2,685
52	Techo gemela	1083559	1042320,2	2413	47,87	77,8	2538,09	2,648
53	Techo gemela	1083559	1042320,2	2413	16,4	26,5	429,26	2,596
54	Techo gemela	1083559	1042320,2	2413	17,81	28,7	1028,16	2,647
55	Piso gemela	1083559	1042320,2	2413	27,18	44,2	430,33	2,587
56	Piso gemela	1083559	104320,2	2413	32,54	53,1	2226,82	2,569
57	Piso gemela	1083559	1042320,2	2413	25,07	41,4	1307,3	2,547
58	Piso gemela	1083559	1042320,2	2413	29,65	48,5	1535,05	2,569
59	Piso gemela	1083559	1042320,2	2413	36,84	60,3	3047,8	2,548

**Fuente:** laboratorio de suelos y rocas, U.P.T.C. Sogamoso.

**Cuadro 4.** Ensayos de ultrasonido.

ENSAYO DE ULTRASONIDO								
No. muestra	Muestra	Coordenadas			Velocidad de onda S	Velocidad de onda P	Poisson	Módulo de Young's
		N	E	Z	m/seg	m/seg		Kpa
48 A	Techo Bolas	1083703,5	1042490,9	2414	1185	2005	0,23	9186293
48 B	Piso Bolas	1083703,5	1042490,9	2414	1321	2260	0,24	11412259
39	Techo Piedro	1083303	1042214,4	2413	1072	1824	0,24	7453629
43	Piso Piedro	1083303	1042214,4	2412,5	933	1560	0,22	5437626
53	Techo Gemela	1083559	1042320,2	2413	1193	2046	0,24	9183515
57	Piso Gemela	1083559	1042320,2	2413	1195	2014	0,23	8959379

**Fuente:** laboratorio de suelos y rocas, U.P.T.C. Sogamoso.

## ANEXO D. CLASIFICACIONES GEOMECÁNICAS.

**Cuadro 5.** Clasificación geomecánica RMR. Bieniawski, 1989.

1	Resistencia de la matriz rocosa	Ensayo de carga puntual	>10	10 - 4	4 - 2	2 - 1	Compresión simple (Mpa)		
		Compresión simple	>250	250-100	100- 50	50-25	25-5	5-1	<1
	Puntuación		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%		
	Puntuación		20	17	13	6	3		
3	Separación entre diaclasas		>2m	0,6-2m	0,2-0,6m	0,06-0,2m	<0,06m		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad	<1 m	1-3m	3-10m	10-20m	>20m		
		Puntuación	6	4	2	1	0		
		Abertura	nada	<0,1mm	0,1-1,0mm	1-5mm	>5mm		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno duro <5mm	Relleno duro >5mm	Relleno blando <5mm	Relleno blando >5mm		
		Puntuación	6	4	2	2	0		
		Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
5	Agua freática	Caudal por 10 m de túnel	Nulo	<10 lt/min	10-25 lt/min	25-125 lt/min	>125 lt/min		
		Relación: presión de agua/Tensión principal mayor	0	0-0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	>0,5		
		Estado general	Seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
		Puntuación	15	10	7	4	0		

**Fuente:** GONZALES DE VALLEJO, Luis. Ingeniería Geológica. Pág. 232.

**Cuadro 6.** Valores de los parámetros característicos del índice Q.

VALORES DE LOS PARAMETROS CARACTERISTICOS DEL INDICE Q		
1. Calidad del testigo RQD		RQD (%)
A	Muy mala	0 - 25
B	Mala	25 - 50
C	Media	50 - 75
D	Buena	75 - 90
E	Excelente	90 - 100
nota: i. Cuando se obtienen valores RQD inferiores o iguales a 10, se toma un valor de 10 para calcular el índice Q. ii. Los intervalos de 5 unidades para el RQD, es decir, 100, 95,90, etc., tienen suficiente precisión.		
2. Índice diaclasado		Jn
A	Roca masiva, sin diaclasar o con fisuración escasa.	0,5 - 1,0

B	Una familia de diaclasas	2	
C	Una familia y algunas diaclasas	3	
D	Dos familias de diaclasas	4	
E	Dos familias y algunas diaclasas aleatorias	6	
F	Tres familias de diaclasas	9	
G	Tres familias y algunas diaclasas aleatorias	12	
H	Cuatro o más familias, diaclasas aleatorias, roca muy fracturada, roca en terrones, etc.	15	
J	Roca triturada, terrosa.	20	
Nota: i. En intersecciones de túneles se utiliza la expresión 3Jn, ii. En las bocas de los túneles se utiliza la expresión 2Jn.			
<b>3. Índice de rugosidad de las discontinuidades</b>		<b>Jr</b>	
A	Diaclasas discontinuas	4	
B	Diaclasas onduladas, rugosas o irregulares.	3	
C	Diaclasas onduladas, lisas.	2	
D	Diaclasas onduladas, perfectamente lisas.	1,5	
E	Diaclasas planas, rugosas o irregulares.	1,5	
F	Diaclasas planas, lisas.	1	
G	Diaclasas planas, perfectamente lisas.	0,5	
<b>4. Índice de alteración de las discontinuidades</b>		<b>φr</b>	<b>Ja</b>
A	Discontinuidad cerrada, dura, sin reblandecimientos, impermeable, cuarzo.	-	0,75
B	Planos de discontinuidad inalterados, superficies ligeramente manchadas.	25° - 35°	1
C	Planos de discontinuidades ligeramente alterados. Presentan minerales no reblandecibles, partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcillas, etc.	25° - 30°	2
D	Recubrimientos de arcillas limosas o arenosas. Fracción pequeña de arcilla (no blanda)	20° - 25°	3
E	Recubrimientos de arcillas blandas o de baja fricción, es decir, caolinita o mica. También clorita, talco, yeso, grafito, etc., y pequeñas cantidades de arcillas expansivas.	8° - 16°	4
<b>5. Factor de reducción por la presencia de agua</b>		<b>Presión de agua (Kg/cm<sup>2</sup>)</b>	<b>Jw</b>
A	Excavaciones secas o pequeñas afluencias, inferiores a 5 l/min, de forma localizada.	<1	1
B	Afluencia a presión media, con lavado ocasional de los rellenos de las discontinuidades.	1 - 2,5	0,66
C	Afluencia importante o presión alta en rocas competentes con discontinuidades sin relleno.	2,5 - 10	0,5
D	Afluencia importante o presión alta, produciéndose un lavado considerable de los rellenos de diaclasas	2,5 - 10	0,33
E	Afluencia excepcionalmente alta o presión elevada en el momento de realizar las voladuras, decreciendo con el tiempo.	>10	0,2 - 0,1
F	Afluencia excepcionalmente alta, o presión elevada de carácter persistente, sin disminución apreciable.	>10	0,1 - 0,05
<b>6. Condiciones tensionales de la roca</b>		<b>SRF</b>	
A	Múltiples zonas débiles, conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, roca de contorno muy suelta (a cualquier profundidad).	10	
B	Zonas débiles aisladas, contenido de arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de la excavación ≤ 50m)	5	
C	Zonas débiles aisladas, contenido de arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de la excavación > 50m)	2,5	
D	Múltiples zonas de fractura en roca competente (libre de arcilla), roca de contorno suelta (a cualquier profundidad)	7,5	
E	Zonas de fractura aislada en roca competente (libre de arcillas) (profundidad de excavación ≤ 50 m)	5	
F	Zonas de fractura aislada en roca competente (libre de arcillas) (profundidad de excavación > 50 m)	2,5	
G	Terreno suelto, diaclasa abiertas, fuertemente fracturado, en terrones, etc. (a cualquier profundidad)	5	
Las zonas débiles que intersectan a la excavación, pudiendo producirse desprendimientos de roca a medida que la excavación del túnel va avanzando.			
$Q = \frac{RQD}{Jn} * \frac{Jr}{Ja} * \frac{Jw}{SRF}$			

**Fuente:** GONZALES DE VALLEJO, Luis. Ingeniería Geológica. Pág. 509.

**Cuadro 7.** Sostenimiento a partir del índice RMR.

<b>SOSTENIMIENTOS A PARTIR DEL RMR</b>				
<b>Clase RMR</b>	<b>Excavación</b>	<b>Sostenimiento</b>		
		<b>Bulones</b>	<b>Guntina</b>	<b>Cerchas</b>
I	Sección completa	Innecesario salvo algún bulón ocasional	No	No
100 – 81	Avance de 3m			
II	Sección completa	Bulonado local en clave, con longitudes de 2 a 3 m y separación de 2 a 2,5 m, eventualmente con mallazo.	5 cm en clave para impermeabilización	No
80 – 61	Avance de 1 - 1,5m			
III	Avance y destroza.	Bulonado sistemático de 3 a 4 m y separación de 1,5 a 2 m, en clave y hastiales. Mallazo en clave.	5 a 10 cm en clave y 3 cm en hastiales	No
60 – 41	Avances de 1,5 a 3m. Completar sostenimiento a 20m del frente.			
IV	Avance y destroza.	Bulonado sistemático de 4 a 5 m con separaciones de 1 a 1,5 m en clave y hastiales en mallazo.	10 a 15 cm en clave y 10 cm en hastiales. Aplicación según avanza la excavación.	Cerchas ligeras espaciadas 1,5 m cuando se requieran
40 – 21	Avances de 1 a 1,5m. Sostenimiento inmediato del frente. Completar sostenimiento a menos de 10m del frente.			
V	Fases múltiples.	Bulonado sistemático de 5 a 6 m, con separaciones de 1 a 1,5m en clave y hastiales en mallazo. Bulonado en solera.	15 a 20 cm en clave, 10 cm en hastiales y 5 cm en el frente. Aplicación inmediata después de cada avance.	Cerchas pesadas separadas 0,75 m con blindaje de chapas y cerradas en solera
≤ 20	Avances de 0,5 a 1m. Gunitar inmediatamente el frente después de cada avance.			

Túneles de sección en herradura, máxima anchura de 10m, máxima tensión vertical 250 Kp/cm<sup>2</sup>.

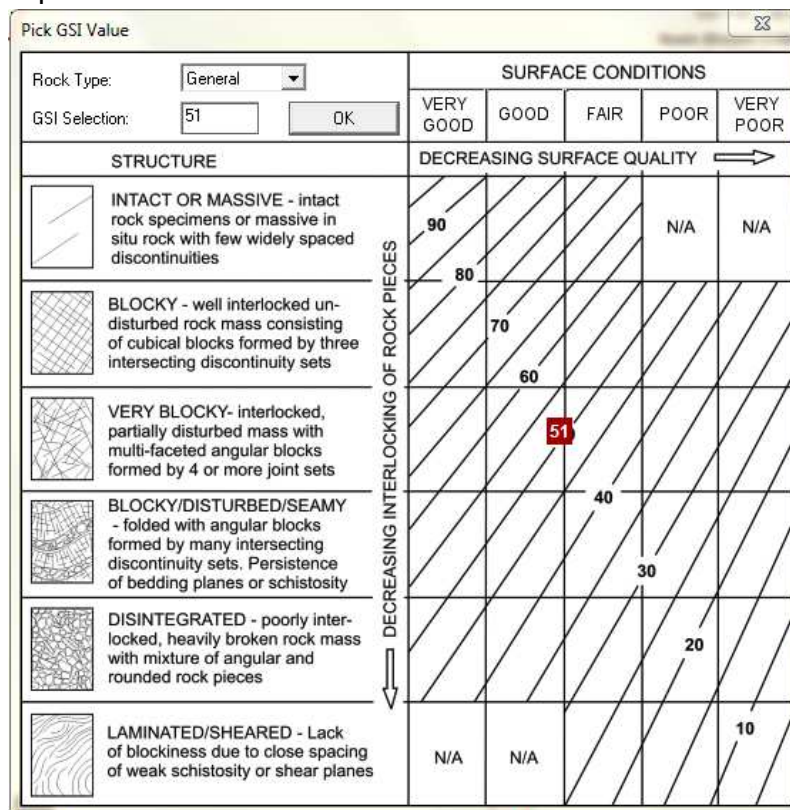
**Fuente.** GONZALES DE VALLEJO, Luis. Ingeniería geológica. Capítulo 10. Túneles, pág. 517.

**Cuadro 8.** Valores índice de ESR de la clasificación Q.

	<b>Tipo de excavación</b>	<b>ESR</b>
A	Labores mineras de carácter temporal, etc.	2 a 5
B	Galería mineras permanentes, túneles de centrales hidroeléctricas (excluyendo las galerías de alta presión), túneles piloto, galerías de avance en grandes excavaciones, cámaras de compensación hidroeléctrica.	1,6 a 2,0
C	Cavernas de almacenamiento, plantas de tratamiento de aguas, túneles de carreteras secundarias y de ferrocarril, túneles de acceso.	1,2 a 1,3
D	Centrales eléctricas subterráneas, túneles de carreteras primarias y de ferrocarril, refugios subterráneos para defensa civil, emboquilles e intersecciones de túneles.	0,9 a 1,1
E	Centrales nucleares subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones públicas y deportivas, fabricas, túneles para tuberías principales de gas.	0,5 a 0,8

**Fuente:** GONZALES DE VALLEJO, Luis. Ingeniería geológica. Capítulo 10. Túneles, pág. 518.

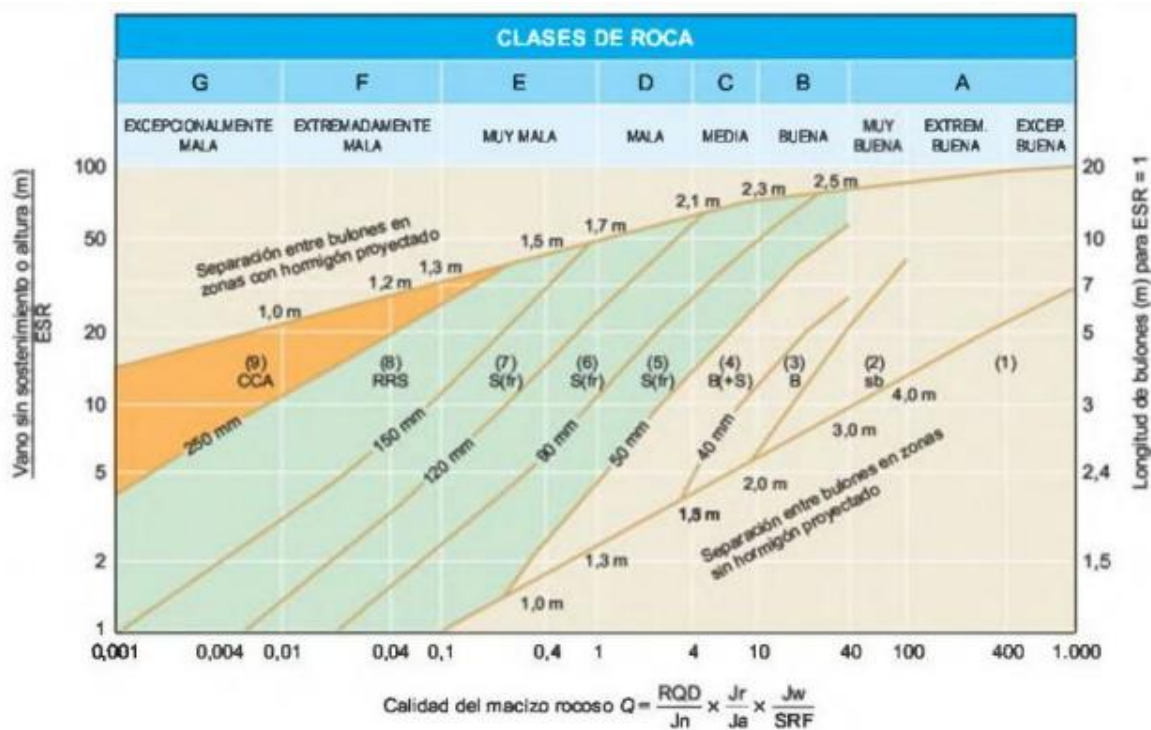
**Figura 1.** Guía para determinar el índice de GSI.



**Fuente:** Rock Data.



**Figura 2.** Soporte sugerido por Barton para diferentes características.



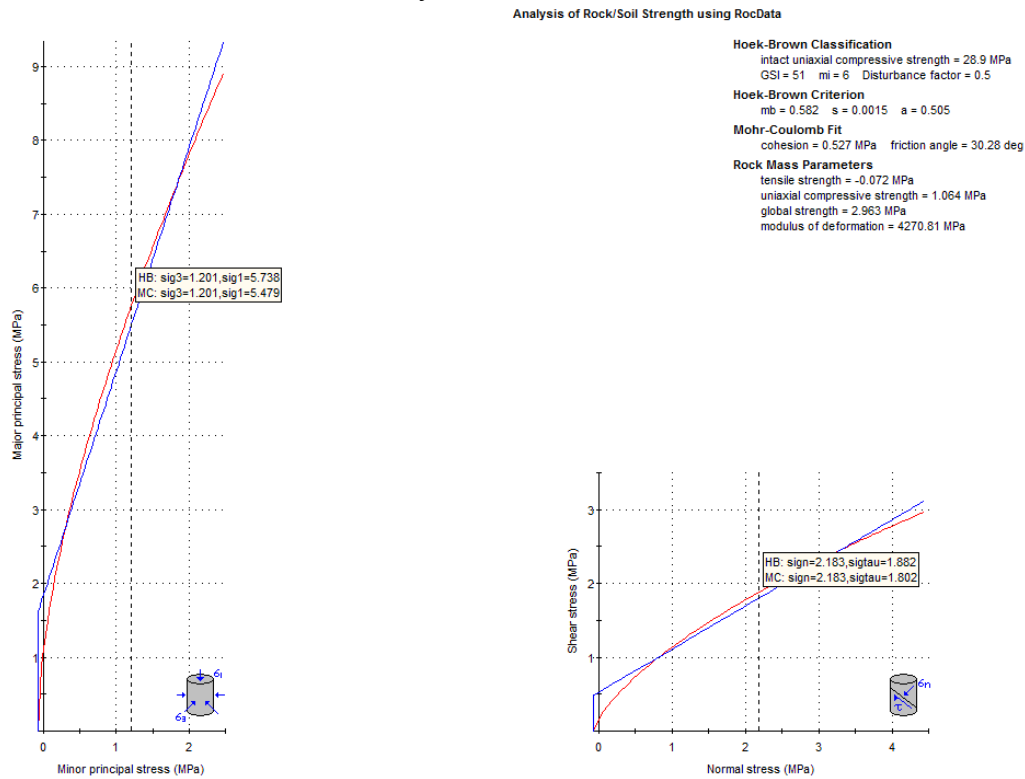
CATEGORÍAS DE REFORZAMIENTO	
1 Sin soporte	5 Concreto lanzado reforzado con fibra de acero, 5 - 9 cm y pernos.
2 Pernos puntuales	6 Concreto lanzado reforzado con fibra de acero, 9 - 12 cm y pernos.
3 Pernos sistemáticos	7 Concreto lanzado reforzado con fibra de acero, 12 - 15 cm y pernos.
4 Pernos sistemáticos con 4 - 10 cm de concreto lazado sin refuerzo.	8 Concreto lanzado reforzado con fibra de acero, >15 cm. Concreto lanzado reforzado con arcos
	9 Lanzamiento de revestimiento de concreto

**Fuente:** GONZALES DE VALLEJO, Luis. Ingeniería geológica. 2002.



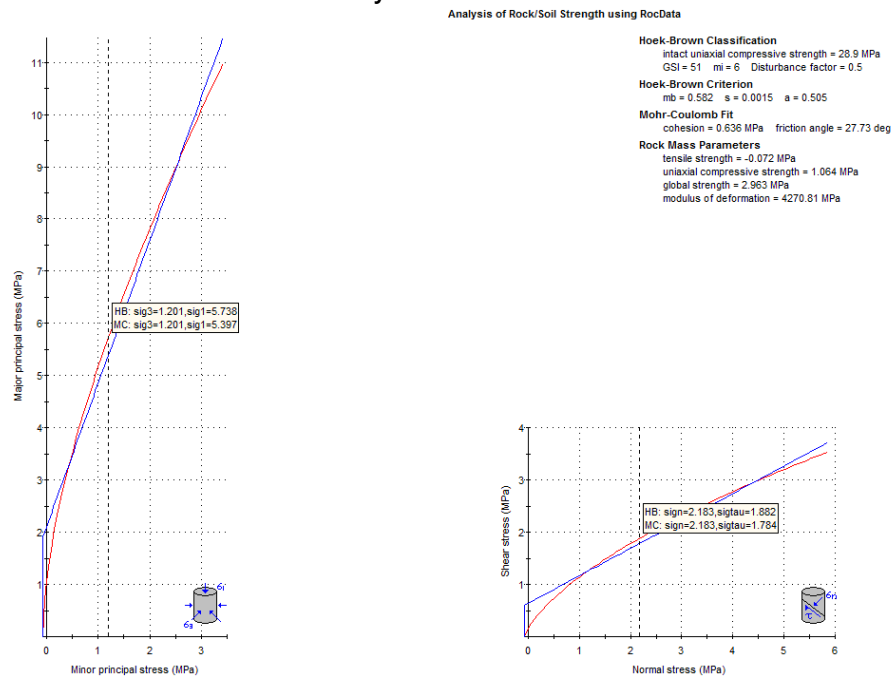
## ANEXO E. RESISTENCIA DEL MACIZO ROCOSO.

Figura 3. Criterio de falla de Hoek y Brawn. Nivel 300.



Fuente: datos de estudio.

Figura 4. Criterio de falla de Hoek y Brawn. Nivel 400.



Fuente: datos de estudio.